

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ
імені ІГОРЯ СІКОРСЬКОГО»

Кравець В.Г., Терентьєв О.М., Чала О.М.

ТЕХНІКА І ТЕХНОЛОГІЯ ПЕРЕРОБКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД

*Рекомендовано Методичною радою КПІ ім. Ігоря Сікорського
як навчальний посібник для здобувачів ступеня бакалавра
за освітньою програмою «Геоінженерія»
спеціальності 184 «Гірництво»*

Київ
КПІ ім. Ігоря Сікорського
2019

Рецензент Гайко Г.І., д-р техн. наук, проф., КПП ім. Ігоря Сікорського

Відповідальний

редактор Зуєвська Н.В., д-р техн. наук, проф., КПП ім. Ігоря Сікорського

*Гриф надано Методичною радою КПП ім. Ігоря Сікорського (протокол № 4 від 19.12.2019 р.)
за поданням Вченої ради Інституту енергозбереження та енергоменеджменту
(протокол № 7 від 07.12.2019 р.)*

Електронне мережне навчальне видання

Кравець Віктор Георгійович, д-р техн. наук, проф.

Терентьєв Олег Маркович, д-р техн. наук, проф.

Чала Ольга Миколаївна, канд. техн. наук.

ТЕХНІКА І ТЕХНОЛОГІЯ ПЕРЕРОБКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Техніка і технологія переробки гірських порід. [Електронний ресурс] : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво» / В. Г. Кравець, О. М. Терентьєв, О. М. Чала ; КПП ім. Ігоря Сікорського. – Електронні текстові дані (1 файл : 29,9 Мбайт). – Київ : КПП ім. Ігоря Сікорського, 2019. – 195 с.

Розглянуто фізичні основи теорії переробки гірських порід і принципи дії обладнання для підтримання її раціонального функціонування; основи проектування техніки і технології переробки гірських порід. Виокремлено особливості конструктивного влаштування установок і машин для переробки гірських порід, науково-технічні напрями зменшення використання ручної праці, охорони довкілля й охорони праці. Наведено вимоги правил безпеки, устрою і технічної експлуатації.

Навчальний посібник відповідає програмі навчальної дисципліни "Техніка і технологія переробки гірських порід", призначений для здобувачів ступеня бакалавра за спеціальністю 184 "Гірництво" та буде корисним фахівцям з гірничо-видобувних підприємств.

© В. Г. Кравець, О. М. Терентьєв, О. М. Чала, 2019

© КПП ім. Ігоря Сікорського, 2019

ЗМІСТ

ЗМІСТ	3
ПЕРЕЛІК СКОРОЧЕНЬ.....	6
ПЕРЕДМОВА	7
ВСТУП.....	8
РОЗДІЛ 1 ІСТОРИЧНА ДОВІДКА	10
Контрольні запитання.....	13
РОЗДІЛ 2 МЕТОДИ ПЕРЕРОБКИ ТА ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН	15
2.1. Методи, процеси й операції збагачення	15
2.2. Технологічні показники збагачення.....	18
2.3. Гранулометричний склад і розділення матеріалуна фракції	22
Контрольні запитання.....	28
РОЗДІЛ 3 ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ПЕРЕРОБКИ ТА ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН	29
3.1. Види продукції дробильно-сортувальних заводів.....	29
3.2. Вимоги до підприємств з переробки гірських порід.....	30
3.3. Технологія переробки будівельних гірських порід	32
3.4. Різновиди технологічних схем дробильно-сортувальних заводів	37
3.5. Використання кубовидного щебеню у будівництві	43
3.6. Використання кубовидного щебеню у будівництві доріг	46
3.7. Готова продукція дробильно-сортувальних заводів	51
3.8. Особливості обрання технологічних схем дробильно-сортувальних заводів.....	55
3.9. Пластинчасті живильники.....	64
Контрольні запитання.....	70
РОЗДІЛ 4 ГРОХОЧЕННЯ БУДІВЕЛЬНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД.....	71
4.1. Призначення процесу розділення за крупністю	71
4.2. Ефективність просіювання.....	75
4.3. Теоретичні основи сухого та мокрого грохочення.....	77

4.4. Класифікація грохотів	80
4.5. Види грохотів і їх продуктивність.....	87
4.6. Види поверхонь просіювання грохотів.....	93
4.7. Мокре грохочення.....	97
Контрольні запитання.....	100
РОЗДІЛ 5 РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД. ЗАКОНИ ДРОБЛЕННЯ...	101
5.1. Міцнісні властивості гірських порід і розкриття рудних мінералів	101
5.2. Призначення, суть та основні параметри процесів дроблення і здрібнювання	102
5.3. Класичні закони дроблення.....	104
5.4. Машини для подрібнення і здрібнювання.....	107
Контрольні запитання.....	140
РОЗДІЛ 6 ДОПОМІЖНІ ТЕХНОЛОГІЧНІ ПРОЦЕСИ І ОБЛАДНАННЯ. ГІДРАВЛІЧНА КЛАСИФІКАЦІЯ І КОНВЕЄРНИЙ ТРАНСПОРТ ДРОБИЛЬНО-СОРТУВАЛЬНОГО ЗАВОДУ	141
6.1. Процес гідравлічної класифікації.....	141
6.2. Сили опору руху частинки у водному середовищі.....	142
6.3. Гідравлічні класифікатори	143
6.4. Визначення кінцевої швидкості падіння частинок кулястої форми	148
6.5. Швидкість стиснутого падіння зерен у водному середовищі	149
6.6. Рівнопадність зерен.....	149
6.7. Стрічкові конвеєри-живильники	150
6.8. Вибір ширини стрічки конвеєрів-живильників	152
6.9. Очищення стрічки конвеєрів	152
Контрольні запитання.....	154
РОЗДІЛ 7 РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЇ ТА ВИБІР ТЕХНІКИ ДРОБИЛЬНО-СОРТУВАЛЬНОГО ЗАВОДУ	155
7.1. Обґрунтування доцільності реконструкції та узгодження дробильно- сортувального заводу за продуктивністю.....	155
7.2. Визначення споживачів і їх вимог до готової продукції	156
7.3. Вибір і обґрунтування технологічної схеми дробильно-сортувального заводу.....	158

7.4. Режим роботи дробильно-сортувального заводу.....	160
7.5. Визначення виробничої потужності заводу за вихідною сировиною ...	162
7.6. Розрахунок якісно-кількісної схеми заводу	162
7.7. Утилізація відходів	169
7.8. Технологічний баланс дробильно-сортувального заводу.....	171
7.9. Продуктивність технологічних операцій.....	171
7.10. Вибір і розрахунок дробарок дробильно-сортувального заводу	172
7.11. Вибір і розрахунок обладнання для грохочення.....	175
7.12. Вибір живильника	178
7.13. Вибір класифікатора	179
7.14. Джерела промивання готової продукції та організації циркуляції води	179
7.15. Вибір конвеєрів для забезпечення технології дробильно-сортувального заводу.....	180
7.16. Хвостосховища та склади готової продукції	181
Контрольні запитання.....	185
ДОДАТОК А Технологічні вимоги до гранулометричного складу вхідної маси заводу, питомої об'ємної продуктивності вібраційних грохотів і значення поправкових коефіцієнтів	186
ДОДАТОК Б Дробарки ПП «НПО “Центр”»	189
ДОДАТОК В Матеріали до розрахунку ефективності технологічних операцій дробильно-сортувального заводу	191
Список літератури	192

ПЕРЕЛІК СКОРОЧЕНЬ

БілДорНДІ — Білоруський дорожний науково-дослідний інститут	НДІ — науково-дослідний інститут
АТ — акціонерне товариство	ОНТП — отраслевые нормы технического проектирования (галузеві норми технічного проектування)
ВНЗ — вищий навчальний заклад	ПЕОМ — персональна електронна обчислювальна машина
в.о. — відносна одиниця	ПП НВО — приватне підприємство науково-виробниче об'єднання
ВСН — всесоюзные строительные нормы	САДЛ — самоходні автоматизовані дробарні лінії
ВТК — відділ технічного контролю	СКБ — спеціальне конструкторське бюро
ДСТУ — державні стандарти України	ТЕО — техніко-економічне обґрунтування
ВЩД — вібраційні щоківі дробарки	ТТПГП — техніка і технологія переробки гірських порід
ГОСТ — государственный стандарт	ТУ — технічні умови
ДГ — дробарки з гладкими валками	ЩМА — щебенево-мастильні асфальтобетонні суміші
ДГЗ — дробарки з зубчастими валками	GB — Great Britain
ДКПП — державний класифікатор продукту і послуг	DE — Deutschlandengineering
ДРК — дробарки для крупного дроблення	
ДРС — дробарки середнього та дрібного дроблення	
ДСЗ — дробильно-сортувальний завод	
КІД — конусні інерційні дробарки	
ККД — коефіцієнт корисної дії	
МВТУ — Московське вище технічне училище ім. М. Е. Баумана	

ПЕРЕДМОВА

Навчальний посібник відрізняється від попередньої навчальної літератури тим, що описує сучасні новітні технології і обладнання переробки гірських порід.

Мета вивчення дисципліни полягає у формуванні студентами інженерних знань, умінь і навичок із базових положень техніки і технології переробки гірських порід (ТТПГП) для подальшого застосування отриманих знань у науковій і виробничій діяльності.

Навчальний посібник методично побудований так, щоб студент:

- отримав відомості про основні методи та особливості технології ТТПГП;
- вивчив будову та принцип дії комплексів машин, які застосовують для ТТПГП;
- опанував методами інженерних розрахунків основних параметрів технології, машин і комплексів для ТТПГП;
- сформував навички застосування методів дослідження параметрів і режимів функціонування елементів конструкцій машин і комплексів;
- набув знань та вмінь, потрібних для моделювання на ЕОМ технологічних режимів дробильно-сортувальних заводів (ДСЗ).

Рубрикація відповідає принципам послідовного освоєння сучасних методів переробки та збагачення корисних копалин як основи для подальшого їх удосконалення. У розділах висвітлено процеси й обладнання грохочення і дрібнення та подано класифікації корисних копалин. Розглянуто технологічні схеми переробки корисних копалин. Після викладення основних питань дисципліни наведено методичні вказівки і надано приклад обґрунтування вибору та розрахунку технології і обладнання ДСЗ.

У кожному розділі є контрольні запитання для перевірки знань, умінь і навичок студента. Усі теоретичні питання для кращого засвоєння доповнені ілюстративним матеріалом.

У кінці навчального посібника наведено додатки, потрібні для більш повного засвоєння матеріалу.

Навчальний посібник відповідає програмі навчальної дисципліни "Техніка і технологія переробки гірських порід", призначений для здобувачів ступеня бакалавра за спеціальністю 184 "Гірництво" та буде корисним фахівцям з гірничо-видобувних підприємств.

ВСТУП

Для ефективного вирішення будь-якого практичного завдання важливі такі етапи:

- визначити суттєвий склад роботи;
- обрати підхід до вирішення завдання;
- обрати ресурси, що будуть використані;
- визначити спосіб і конкретну послідовність дій.

Ці етапи — складові інженерного менеджменту. Менеджмент, на думку відомого англійського консультанта з питань керування М. Вудкока, займається ефективним вирішенням проблем. Отже, інженерна діяльність — це повсякденний менеджмент.

На початковому етапі вирішення технічного завдання кожен фахівець неминуче підпадає під дію відомого закону Мерфі, який наголошує: «Якщо існує два та більше способів зробити будь-що, але один з них невірний, то знайдеться той, хто неодмінно обере саме цей спосіб». Закон може спрацювати на будь-якому з чотирьох етапів. Успішне виконання кожного етапу залежить від компетентності працівника, тому навчання — єдиний спосіб запобігти помилці. Навчання має бути мотивоване та систематизоване. Використання методологічних аспектів під час освоєння навчального матеріалу будь-якої навчальної дисципліни обов'язкове. Матеріал, наведений у цьому навчальному посібнику, систематизований відповідно до послідовності технологічних аспектів переробки та збагачення корисних копалин.

Освоєння матеріалу формує у студента знання:

- фізичних основ теорії переробки гірських порід та принципу дії обладнання для підтримання його раціонального функціонування;
- особливостей конструктивного влаштування установок і машин для переробки гірських порід;
- особливостей і порядку експлуатації установок;
- вимог правил безпеки, устрою і технічної експлуатації;
- основ проектування техніки і технології переробки гірських порід;
- науково-технічних напрямів зменшення використання ручної праці, охорони довкілля й охорони праці.

Із вивченням дисципліни студенти отримують вміння:

- технічно правильно й економічно обґрунтовано вибирати технологію і обладнання переробки гірських порід;
- проводити розрахунки для вивчення оптимальних параметрів технології та обладнання;
- виконувати заміри технологічних показників і режимів роботи.

Студенти набувають навичок:

- виконання розрахунків із проектування технології та обладнання переробки гірських порід, вибору й обґрунтування основного та допоміжного обладнання, створення віртуальних приладів для вимірювання їх основних робочих параметрів;
- визначення фактичного режиму роботи та показників функціонування технології та обладнання;
- дослідження і визначення ефективності режимів роботи обладнання для підтримання оптимальних технологічних режимів переробки та збагачення корисних копалин.

РОЗДІЛ 1

ІСТОРИЧНА ДОВІДКА

Ще в 1488 р. цар Іван III залучав до роботи в гірничій справі майстрів, що вміють відокремлювати золоту руду від порожньої породи. У 1748 р. рудознавці Єкатеринбурга запропонували спорудити на Уралі (на річці Ісеть) першу промивальну золотовидобувну фабрику. У 1763 р. видатний російський вчений М. В. Ломоносов у своїй праці «Первые основания металлургии или рудных дел» описав такі збагачувальні процеси, як сортування, подрібнення, просіювання, промивання. Сучасники Ломоносова, перші російські новатори збагачення І. І. Ползунов, К. Д. Фролов будували на Алтаї збагачувальні, товчійні та промивальні фабрики, які обладнували механізмами власної, оригінальної для того часу конструкції. Промивальна машина, сконструйована К. Д. Фроловим, дає можливість скоротити кількість робітників на 70 % і значно зменшити собівартість промивання золотоносних руд. Він першим механізував і автоматизував виробничі процеси, використавши для цього енергію води.

На початку XIX ст. російський новатор збагачення Л. І. Брусніцин запропонував удосконалити метод промивання розсипного золота, надавши йому широких промислових масштабів. Тоді ж Єгор Китаєв винайшов першу машину промивання золотоносних пісків. Перші російські рудознавці П. П. Аносов, Є. А. Черепанов запропонували нові технології переробки та збагачення корисних копалин. У 1773 р. у Петербурзі було відкрито Гірничий інститут — один із перших у світі ВНЗ гірничозаводської справи. У 1843 р. вийшов друком «Курс горного искусства» професора Петербурзького гірничого інституту А. І. Узатіса, значну частину якого відведено збагаченню корисних копалин. У 1876 р. професор Петербурзького гірничого інституту П. Я. Дорошенко видав низку теоретичних робіт із гравітаційних методів збагачення вугілля, сланцю й інших корисних копалин. У 1884–1886 рр. професор С. Г. Войслов створив в інституті першу напіввиробничу збагачувальну установку. Цим було покладено початок експериментальним роботам зі збагачення. У 1896 р. у Петербурзькому гірничому інституті введено систематичне вивчення курсу «Збагачення корисних копалин», а з 1906 р. А. А. Сковчинський починає вперше в Росії читати самостійний курс «Обогащение полезных ископаемых». В 1908 р. у Петербурзі видано перший посібник зі збагачення корисних копалин — книгу А. І. Корзухіна «Механическая обработка полезных ископаемых». Того ж року в Петербурзькому гірничому інституті створено кафедру збагачення корисних копалин. Очолював кафедру і читав курс «Збагачення корисних копалин» у 1909 р. професор Г. О. Чечотт. У 1916 р. він створив при Гірничому

інституті першу в Росії велику лабораторію зі збагачення, яка згодом стала базою для створення найбільшого проектного інституту механічної обробки корисних копалин (Механобр). Професор Г. О. Чечотт розробив нові теоретичні положення в галузі випробування корисних копалин, їх збагачення, а також проектування і будівництва збагачувальних фабрик. Чотиритомник праць Г. О. Чечотта, виданий 1922–1927 рр., протягом багатьох років був основним посібником для спеціалістів у галузі збагачення.

Нині інноваційним напрямом створення нового технологічного обладнання є використання коливальних процесів і явищ. Такі процеси дають змогу виконувати різноманітні технологічні операції зі значним економічним ефектом. Так, важка фізична праця шахтарів, робітників у копальнях, частково полегшена введенням вібротолотів; віброударні механізми для формування поковки суттєво спростили роботу ковалям тощо.

Уперше статтю про використання вібраційних машин надруковано в журналі «The London Journal of Arts, Sciences and Manufactures, and Repertory of Patent Inventions». До перших патентних розробок належить патент № 19538 (DE) «Neuerungen an Dreschmaschinen» німецького інженера М. Еппле [9]. Він у 1822 р. запатентував використання коливального руху у молотарках. У 1893 р. англійський інженер В. Вільям отримав патент № 13866 (GB) «Improvements in Thrashing and Winnowing and Dressing Machines». Патентом удосконалено вібраційну машину, в якій реалізовані коливання за допомогою ексцентрика (кулачка). Для створення лише вертикальних або горизонтальних коливань автор пропонує подвійні (спарені) дебаланси, патент № 9953 (GB). У 1894 році англієць Джон Лейдлау патентом № 5389 (GB) «Improvements in Conveyers for Conveying: Granular and such like Material» патентує вібраційний конвеєр для транспортування гранульованого матеріалу, наприклад вугілля, на сепаратори, дробарки тощо. У 1898 р. француз П'єр Лежен отримує патент № 19399 (DE) «Improved Apparatus for Sorting or Separating Pulverulent or Granular Substances, more particularly applicable for Extracting: Gold from Auriferous Earths and the like», в якому запропоновано надавати вібраційного руху робочому органу за допомогою ексцентрика машини для сортування, сепарування або гранулювання золотоносної руди на золотих копальнях. У 1899 р. англієць Томас В. Фріман у патенті № 7046 (GB) «An Improvement in or relating to Sieve Changing: Arrangements in Purifiers, Vibrating Sieves, Screens, and the like» удосконалює конструкцію вібраційних сепараторів. Англієць Джорж Келсі в 1900 р. патентом № 6355 (GB) «Improvements relating to the Biddies or Sieves of Chaffcutting Machinery» удосконалює підвіску вібраційних сит із метою зменшення шуму, зношування, збільшення довговічності установки. Інженер-механік Віланд Д. Бел у 1904 р. отримує патент № 23755

(GB) «Improvements in Vibrating Screens». Він удосконалює вібраційний сепаратор для розділення гравію або подібного йому матеріалу. Патент американця Віланда Д. Бела № 120628 (GB) «Improvements in or relating to Screening or Sifting Devices», заявлений в 1917 р., удосконалює сепаратор для розділення щебеню або іншого аналогічного продукту.

Поява вібраційних машин із електромагнітним приводом надала можливість подовжити термін експлуатації обладнання заміною ексцентрикового приводу з рухомими з'єднаннями. Патент американця Морлея П. Реймондса № 123109 (GB) «Improvements in Screening Devices», заявлений в 1917 р. (опублікований в 1919 р.), удосконалює сепаратор і дає можливість усунути рухомі з'єднання в механізмах приводу вібраційного обладнання. Вперше для технологічного обладнання застосовано електромагнітні віброзбуджувачі для надання коливального руху сити.

Серед зарубіжних фірм, що займаються конструюванням вібраційних машин із електромагнітним приводом, можна виділити такі, як: «Roto-Finish», «Valter», «Lord Chemical», «Trowal», «Wibral», «Jeffrey Specialty Equipment Corporation», «Alan Ross Machinery», «B.E.S.T. Inc.», «V.T.R. Inc.», «JVI», «Ward Industrial Equipment Ltd», «Vibro Techniques», «OEPL», «Autofeed Corporation», «Carrier Vibrating Equipment, Inc.», «General Kinematics», «Vimec».

У розроблення технології та вдосконалення вібраційної техніки великий внесок зробили як російські, так і українські науковці та провідні інженери, а саме: І. І. Артоболевський, І. С. Афтаназів, А. П. Бабічев, П. С. Берник, І. І. Блехман, І. І. Биховський, А. Е. Бурштейн, Ю. Д. Васильєв, І. Ф. Гончаревич, Г. Ю. Джанелідзе, Н. І. Камишний, Б. І. Крюков, Е. Е. Лавендел, Л. Б. Левенсон, Л. П. Левін, Д. Д. Малкін, І. І. Назаренко, А. Н. Рабінович, А. О. Співаковський, Я. Г. Пановко, М. М. Перець, В. О. Повідайло, В. Н. Потураєв, Л. Л. Постніков, К. М. Рагульскіс, Ю. М. Самодумський, Р. І. Сілін, А. П. Субач, А. О. Співаковський, Л. Б. Стрельников, М. М. Тедошвілі, В. Б. Трунін, В. П. Устінов, В. М. Франчук, А. Г. Червоненко, М. П. Ярошевич, М. В. Медвідь, А. І. Москвітін, М. В. Хвінгвія, М. Е. Шаїнський, К. В. Фролов та інші.

На початку 60-х рр. російські вчені почали проводити роботи щодо створення вібраційного обладнання на основі електромагнітного приводу. Першою установкою з електромагнітним приводом була завантажувальна вібромашина, експериментальний зразок якої виготовлено під керівництвом А. Г. Фролова в 1940 р. Перші відомості про промислові конструкції машин із електромагнітним приводом, якими були бункерні живильники та транспортери, в Радянському Союзі з'явилися лише у 50-х рр. Це були конструкції, розроблені Львівським політехнічним інститутом та МВТУ ім. М. Е. Баумана [2]. Наукові роботи зі створення багатомасових великогабаритних установок з електромагнітним

приводом інтенсивно почали виконувати у післявоєнні роки. Багато науково-дослідних інститутів (НДІ), спеціальних конструкторських бюро та вищих навчальних закладів почали досліджувати і розробляти обладнання та технології. Дослідженням переважно надавали державної підтримки. Такий підхід здебільшого забезпечував постійну модернізацію виробництва. Вже в 1948 р. Л. П. Левіним, представником колишнього Всесоюзного НДІ механічної обробки корисних копалин (нині АТ «Механобр-техніка», м. Санкт-Петербург, Росія), отримано патент № 86181 «Вибрационная машина».

У розробці силових резонансних вібраційних машин на основі електромагнітного приводу провідні позиції займало ВАТ «Механобр-техніка» та Інститут гірничої справи ім. О. О. Скочинського (м. Москва). Наукові роботи в цій галузі свого часу виконували такі вчені та інженери, як І. Ф. Гончаревич, Л. П. Левін, Л. П. Стрельников, П. А. Сергєєв, Л. А. Вайсберг [2].

В Україні відповідні розробки виконували представники Національного Гірничого університету та Інституту геотехнічної механіки ім. Н. С. Полякова (м. Дніпропетровськ) під керівництвом академіка В. М. Потураєва [6]. Більшість розробок Дніпропетровської школи ґрунтувалась на використанні дебалансного приводу, що можна пояснити потребою в створенні порівняно простих конструкцій, але зі значними збурювальними зусиллями для великогабаритних установок металургійної та збагачувальної промисловості. Розробці установок із електромагнітним приводом не надавали значної уваги, оскільки вони були порівняно складними та потребували ретельних резонансних налагоджень. Розробляли методики розрахунку та експериментальні зразки резонансних вібраційних механізмів представники Київської школи вібротехніки: Ю. Ф. Чубук, І. І. Назаренко, В. Б. Яковенко та ін. Розробки відповідних вібраційних машин стосувались обладнання для ущільнення бетонних сумішей у будівельній промисловості [2].

Над створенням тримасових вібраційних машин працювали такі науковці та провідні інженери «Львівської політехніки», як В. О. Повідайло, Р. І. Сілін, В. А. Щигель, В. Д. Уфимцев, О. В. Гаврильченко, Ю. П. Шоловій, А. Л. Беспалов. Ними було розроблено та апробовано широкий спектр мало- та середньогабаритних вібраційних машин різноманітного призначення з використанням динамічного гасника [2; 5].



Контрольні запитання

1. За чийм наказом і де вперше опанували технологію відокремлення золотої руди від порожньої породи?

2. Ким, коли і де вперше було зроблено опис збагачувальних процесів?
3. Коли і де було відкрито перший в Росії гірничий інститут?
4. Хто, де і коли почав читати в Росії самостійний курс «Обогащение полезных ископаемых»?
5. Де вперше надрукували інформацію про використання вібраційних машин у процесах збагачення?

РОЗДІЛ 2

МЕТОДИ ПЕРЕРОБКИ ТА ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

2.1. Методи, процеси й операції збагачення

Наразі двадцята частина вироблюваної світової електроенергії йде на дроблення і подрібнення твердих матеріалів. Подрібнення є одним із основних процесів збагачення.

Процес збагачення— це відділення одних мінералів від інших на підставі певним чином використовуваних відмінностей у властивостях мінералів.

Збагачення корисних копалин— галузь промисловості, пов'язана з переробкою твердих корисних копалин з метою отримання концентратів, тобто продуктів, якість котрих вища за якість вихідної сировини і задовольняє вимоги до їх подальшого використання. Також оброблення корисних копалин, що приводить до отримання концентратів — продуктів, багатших за вихідну сировину, називають збагаченням корисних копалин.

Процес збагачення корисних копалин проходить у два етапи: роз'єднання матеріалів, тобто звільнення зерна цінного мінералу від зерен інших мінералів і порожньої породи; розділення мінералів (власне збагачення), тобто виділення вільних зерен цінного матеріалу в концентрат.

Виділення цінного компонента з корисних копалин може відбуватися в результаті переробки: мінерали, що утворюють цей компонент, піддаються хімічним перетворенням, з'являються нові хімічні сполуки, наприклад, із мінералів виплавляється метал, апатит перетворюється у суперфосфат.

Збагачення корисних копалин— механічна обробка, не пов'язана з хімічними перетвореннями мінералів. Хімічний склад мінералів до і після збагачення не змінюється.

Під час збагачення зважають також на відмінності фізичних і фізико-хімічних властивостей розділюваних матеріалів. Властивості матеріалів, які беруть до уваги під час збагачення відповідними методами, наведено у табл. 2.1.

Так, за методом гравітаційного збагачення використовують «еквівалентний діаметр». Знаючи об'єм частинки V , можна визначити еквівалентний діаметр d_e з формули об'єму, наприклад, кулі:

$$V = 0,167 \cdot \pi \cdot d_e^3,$$

звідки

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{6V}{\pi}} = 1,24 \cdot \sqrt[3]{V} = 1,24 \cdot \sqrt[3]{\frac{G}{\gamma}},$$

де G — вага частинки, Н; γ — питома вага частинки мінералу, Н/м³.

Таблиця 2.1. Властивості мінералів і методи збагачення

Властивості мінералів	Методи збагачення	Примітка
Питома вага, щільність	Гравітаційний	Основні методи збагачення
Фізико-хімічні властивості поверхонь мінералу	Флотаційний	
Магнітна сприйнятливність	Магнітний	
Електричні властивості	Електричний	
Природна або наведена радіоактивність, світловідбивна здатність, опір проникаючому випромінюванню	Механічне рудорозбирання	Допоміжні методи збагачення
Колір, блиск, форма, щільність	Ручне рудорозбирання	
Форма	За формою	
Коефіцієнт тертя, ковзання	За тертям	
Твердість, щільність	Вибіркове подрібнення	

Питому поверхню розпушеного матеріалу визначають з відношення поверхні до маси:

$$S_n = \frac{S}{m} = \frac{\frac{\pi d^2}{4}}{\rho \frac{d^3 \pi}{6}} = \frac{6\pi d^2}{\rho 4\pi d^3} = \frac{1,5}{\rho d},$$

де S — сумарна поверхня частинок матеріалу, м²;

m — маса матеріалу, кг;

d — середній діаметр частинки, м;

ρ — щільність частинки матеріалу, кг/м³.

Якщо на дроблення надійшло Q масових частинок матеріалу з середнім діаметром куска до дроблення D і після дроблення d , то поверхні матеріалу до дроблення S_1 і після S_2 знайдемо так:

$$S_1 = 1,5Q_1 / \rho D ; \quad S_2 = 1,5Q_2 / \rho d .$$

За поверхонь різницею $(S_2 - S_1)$ визначаємо утворену поверхню:

$$S_2 - S_1 = \left(\frac{1,5}{\rho_2 \cdot d} - \frac{1,5}{\rho_1 \cdot D} \right) Q,$$

де ρ_1 і ρ_2 — щільність частинки матеріалу до і після дроблення, кг/м^3 .

Методи збагачення — це сукупність певних процесів збагачення. Відмінність, наприклад, у щільності мінералів, можна використовувати так: мінеральні зерна різної щільності розділяти за швидкістю падіння в щільному середовищі, або розділяти у важких рідинах, у яких легші мінерали спливатимуть, а важчі — будуть тонути. Ці випадки розділення належать до гравітаційного методу, хоча і є різними процесами збагачення.

Процеси збагачення полягають у розділенні мінералів на основі відмінностей їх властивостей (щільності, змочуваності, магнітної сприйнятливості, твердості тощо) [4].

Технологічні операції — послідовні прийоми механічної обробки корисних копалин, застосовувані для розділення їх на продукти різної якості.

Вхідний продукт — продукт, що надходить на технологічну операцію.

Концентрат — продукт із найбільшим умістом корисних мінералів і найменшим породних.

Відходи — продукт із найбільшим вмістом породних мінералів і найменшим корисних.

Крім технологічних процесів, для нормального функціонування виробництва з переробки корисних копалин мають бути передбачені процеси виробничого обслуговування: внутрішньоцеховий транспорт, постачання фабрики водою й електроенергією, технологічний контроль якості сировини та продуктів переробки.

Процеси збагачення складаються з операцій. Збагачення рідко можна завершити в один прийом і виділити одразу концентрат і «хвости» (відходи). Найчастіше після першого збагачення концентрат ще недостатньо багатий, а «хвости» ще недостатньо бідні (потрібно піддати повторному збагаченню). Для цього застосовують перечистку концентратів і контрольне дозбагачення «хвостів». Всі ці послідовні прийоми називаються операціями збагачення, а продукти, що надходять із попередньої операції збагачення в наступну, називають промпродуктами.

Промпродукт — проміжний продукт, що за вмістом корисного компонента не є кондиційним концентратом чи відвальними хвостами і потребує подальшої переробки.

Корисні копалини на гірничо-збагачувальних фабриках проходять послідовні процеси обробки, що за призначенням у технологічному циклі можна розділити на: **підготовчі, збагачувальні і допоміжні.**

До підготовчих належать процеси подрібнення, здрібнення, просіювання і класифікації, за яких досягають роз'єднання мінералів і розділення оброблюваної корисної копалини на класи за крупністю.

До збагачувальних належать процеси розділення мінералів, за яких можна виділити з корисної копалини концентрати і «хвости».

До допоміжних належать процеси зневоднення концентратів і складування «хвостів», за яких знижується вологість концентратів до встановленої границі й очищуються стічні виробничі води гірничо-збагачувальної фабрики.

Послідовні операції обробки, яким піддають корисні копалини на гірничо-збагачувальній фабриці, утворюють схеми збагачення:

- технологічні;
- якісно-кількісні;
- водно-шламові (дані про кількість води);
- ланцюга апаратів.

2.2. Технологічні показники збагачення

До основних технологічних показників збагачення належать [1]:

- вихід продуктів збагачення;
- ефективність операцій розділення;
- уміст компонентів у вихідній сировині та продуктах збагачення;
- ступінь концентрації корисного компонента;
- вилучення компонентів у продукти збагачення.

Виходом продукту збагачення вважають відношення ваги продукту до ваги переробленого вихідного матеріалу. Вихід прийнято виражати у відсотках або частках одиниці. Величина, обернена виходу, виражена в частках одиниці, показує кількість тонн вихідного матеріалу, з яких під час збагачення утворюється одна тонна продукту.

Ефективністю збагачення є відношення приросту ваги цінного компонента в концентраті (у цьому разі збагачення) до збільшення ваги компонента у разі ідеального збагачення, за якого у концентрат виділяється весь цінний компонент. Приріст ваги цінного компонента в концентраті знаходять як різницю між вагою компонента у концентраті та вагою компонента у вихідному матеріалі, взятому в кількості, рівній вазі концентрату. Ефективність збагачення виражена у відсотках або частках одиниці й визначає міру наближення дійсного процесу збагачення до ідеального.

Уміст компонента — відношення ваги компонента в продукті до ваги продукту.

Ступенем концентрації, якого досягають за збагачення, називають відношення вмісту корисного компонента в концентраті до його вмісту у

вихідній сировині. Ступінь концентрації показує, у скільки разів концентрат багатший за вихідну сировину.

Вилучення корисного компонента в продукт збагачення — відношення ваги компонента в продукті до ваги того самого компонента у вихідній сировині. Вилучення прийнято виражати у відсотках або частках одиниці. Вилучення корисного компонента в концентрат показує, яка частина цього компонента перейшла з вихідного матеріалу в концентрат.

Для виводу формул технологічних показників введемо такі позначення [1]:

Q , C , і T — відповідно вага вихідного матеріалу, концентрату і хвостів, Н;

β , β_m і v — вміст компонента відповідно у вихідному матеріалі (у концентраті), у мінералах і «хвостах», %;

γ — вихід продукту, % або частки одиниці;

ε — вилучення, % або частки одиниці;

E — ефективність збагачення, % або частки одиниці.

Вихід концентрату та «хвостів» визначають за такими формулами, % :

— концентрату: $\gamma_k = \frac{C}{Q} \cdot 100$;

— «хвостів»: $\gamma_x = \frac{T}{Q} \cdot 100$.

Сума виходів кінцевих продуктів збагачення, % дорівнює виходу вихідного матеріалу, прийнятого за 100 %:

$$\gamma_k + \gamma_x = \frac{C}{Q} \cdot 100 + \frac{T}{Q} \cdot 100 = \frac{C+T}{Q} \cdot 100 = 100.$$

Складемо баланс:

— матеріалу: $Q = C + T$; (2.1)

— компонента: $Q = \frac{\alpha}{100} = C \frac{\beta}{100} + T \frac{v}{100}$,
 $Q\alpha = C\beta + Tv$. (2.2)

Із рівняння (2.1) маємо:

$$T = Q - C; C = Q - T.$$

Підставивши значення T й C у рівняння (2.2), отримаємо:

$$Q\alpha = C\beta + (Q - C)v;$$

$$Q\alpha = (Q - T)\beta + Tv,$$

звідки

$$\frac{C}{Q} = \frac{\alpha - v}{\beta - v};$$

$$\frac{T}{Q} = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \nu}.$$

Тоді для виходів, % отримаємо такі розрахункові формули:

$$\gamma_{\kappa} = \frac{C}{Q} \cdot 100 = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} \cdot 100;$$

$$\gamma_{\chi} = \frac{T}{Q} \cdot 100 = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \nu} \cdot 100.$$

Вилучення компонента:

$$\text{— у концентрат, \% : } \varepsilon_{\kappa} = \frac{C \frac{\beta}{100}}{Q \frac{\alpha}{100}} \cdot 100 = \frac{C\beta}{Q\alpha} \cdot 100;$$

$$\text{— у «хвости», \% : } \varepsilon_{\chi} = \frac{T \frac{\nu}{100}}{Q \frac{\alpha}{100}} \cdot 100 = \frac{T\nu}{Q\alpha} \cdot 100.$$

Сума вилучень компонента в кінцеві продукти збагачення, % дорівнює вилученню його у вихідний матеріал, прийнятому за 100 % :

$$\varepsilon_{\kappa} + \varepsilon_{\chi} = \frac{C\beta}{Q\alpha} \cdot 100 + \frac{T\nu}{Q\alpha} \cdot 100 = \frac{C\beta + T\nu}{Q\alpha} \cdot 100 = 100.$$

Підставивши знайдені значення для відношень $\frac{C}{Q}$ і $\frac{T}{Q}$ у виразах для ε_{κ} і ε_{χ} ,

отримаємо розрахункові формули для вилучень:

$$\varepsilon_{\kappa} = \frac{C\beta}{Q\alpha} \cdot 100 = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} \cdot \frac{\beta}{\alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_{\kappa} \beta}{\alpha};$$

$$\varepsilon_{\chi} = \frac{T\nu}{Q\alpha} \cdot 100 = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \nu} \cdot \frac{\nu}{\alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_{\chi} \nu}{\alpha}.$$

Якщо вага компонента в концентраті $C\beta/100$, а вага компонента у вихідному матеріалі, взятому в кількості, рівній вазі концентрату, $C\alpha/100$, то збільшення ваги компонента в цьому випадку збагачення:

$$C \frac{\beta}{100} - C \frac{\alpha}{100} = C \frac{\beta - \alpha}{100}.$$

Приріст ваги компонента у випадку ідеального збагачення:

$$C_i \frac{\beta_m}{100} - C_i \frac{\alpha}{100} = C_i \frac{\beta_m - \alpha}{100},$$

де C_i — вага концентрату, який утворюється за ідеального збагачення.

Ефективність збагачення визначають так, %:

$$E = \frac{C \frac{\beta - \alpha}{100}}{C_i \frac{\beta_m - \alpha}{100}} \cdot 100 = \frac{C}{C_i} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta_m - \alpha} \cdot 100. \quad (2.3)$$

Замінімо у формулі (2.3) ваги концентратів виходами цих продуктів.

Вага концентрату дорівнює добутку його виходу на вагу вихідного матеріалу.

$$\text{Отже, } C = Q \frac{\gamma_k}{100}, C_i = Q \frac{\gamma_{k.i}}{100}.$$

Вихід концентрату у випадку ідеального збагачення дорівнює вмісту цінного мінералу у вихідному матеріалі $\gamma_{k.m} = \frac{\alpha}{\beta_m} \cdot 100$, тоді, %:

$$E = \frac{C}{C_i} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta_m - \alpha} \cdot 100 = \frac{Q \frac{\gamma_k}{100}}{Q \frac{\gamma_{k.i}}{100}} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta_m - \alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_k}{\frac{\alpha}{\beta_m} \cdot 100} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta_m - \alpha} \cdot 100;$$

$$E = \frac{\gamma_k \beta - \alpha}{\frac{\alpha}{\beta_m} \beta_m - \alpha}.$$

Інакше цю формулу можна подати так, %:

$$E = \frac{\gamma_k \beta - \alpha}{\frac{\alpha}{\beta_m} \beta_m - \alpha} = \frac{\frac{C\beta}{Q\alpha} \cdot 100 - \gamma_k}{1 - \frac{\alpha}{\beta_m}} = \frac{\varepsilon_k - \gamma_k}{1 - \frac{\alpha}{\beta_m}}.$$

У знаменнику $1 - \frac{\alpha}{\beta_m}$ визначено вміст породи у вихідному матеріалі і для руди він буде розміром постійним, тому іноді за показник ефективності беруть розмір, пропорційний ефективності збагачення,

$$E_1 = \varepsilon_k - \gamma_k.$$

Визначення ефективності можна поширити на будь-які операції розділення із виходом двох продуктів, наприклад, на класифікацію.

Технологічні показники використовують для оцінювання процесів збагачення на збагачувальних фабриках.

Приклад. Продуктивність фабрики, що збагачує мідну руду, $Q = 10000$ т/доб. Вміст міді у вихідній руді $\alpha = 1$ %; у концентраті $\beta = 20$ %; у «хвостах» $\gamma = 0,1$ %. Цінний мінерал — халькопірит, містить міді $\beta_m = 34$ %.

Визначити: ваги та виходи концентрату і «хвостів», вилучення міді в концентрат і «хвости», ефективність збагачення:

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \gamma}{\beta - \gamma} \cdot 100 = \frac{1 - 0,1}{20 - 0,1} \cdot 100 = 4,52 \text{ \%};$$

$$\gamma_x = 100 - 4,52 = 95,48 \text{ \%};$$

$$C = Q \frac{\gamma_k}{100} = 10000 \frac{4,52}{100} = 452 \text{ т/доб}$$

$$T = Q - C = 10000 - 452 = 9548 \text{ т/доб};$$

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta}{\alpha} = \frac{4,52 \cdot 20}{1} = 90,4 \text{ \%;}$$

$$\varepsilon_x = 100 - 90,4 = 9,6 \text{ \%};$$

$$E = \frac{\gamma_k(\beta - \alpha)}{\frac{\alpha}{\beta_m}(\beta_m - \alpha)} = \frac{4,52(20 - 1)}{\frac{1}{34}(34 - 1)} = 88,48 \text{ \%};$$

$$E_1 = \varepsilon_k - \gamma_k = 90,4 - 4,52 = 85,88 \text{ \%}.$$

2.3. Гранулометричний склад і розділення матеріалу на фракції

Під час збагачення доводиться працювати з сумішами зерен мінералів різного розміру. Куски зазвичай неправильної форми і їх розмір може бути охарактеризований лише кількома параметрами. Для практичних задач бажано характеризувати розмір окремого куска одним параметром. Цим параметром зазвичай є діаметр куска. Для частинок кубічної форми за діаметр беруть довжину ребра куба; для частинок, форма яких більш куляста — діаметр кулі. Для кусків неправильної форми беруть середню величину трьох параметрів: довжини, ширини й товщини паралелепіпеда, у який вписують

такий кусок. Іноді застосовують поняття еквівалентний діаметр — діаметр умовної кулі, об'єм якої дорівнює об'єму куска неправильної форми:

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{6 \cdot m}{\pi \cdot \rho}},$$

де d_e — еквівалентний діаметр частинки, мм;

m — відповідно маса та щільність частинки, кг і кг/м^3 .

На практиці для розрахунку діаметра куска використовують такі формули:

а) $d=b$ — ширина паралелепіпеда;

б) $d = (l+b)/2$ — середнє арифметичне довжини і ширини;

в) $d = (l+b+t)/3$ — середнє арифметичне довжини, ширини і товщини;

г) $d = \sqrt{lb}$ — середнє геометричне з довжини і ширини;

д) $d = \sqrt[3]{lbt}$ — середнє геометричне довжини, ширини і товщини, що відповідає ребру куба, рівновеликого паралелепіпеду за об'ємом;

е) $d = \sqrt{\frac{lb + lt + bt}{3}}$ — ребро куба, рівновеликого паралелепіпеда за

поверхнею;

ж) $d = \frac{3lbt}{lb + lt + bt}$ — ребро куба, еквівалентного паралелепіпеду за

питомою поверхнею.

Наведені формули для визначення діаметра шматка неправильної форми використовують для вивчення окремих кусків. Формулу для розрахунку обирають залежно від способу вимірювання і мети, для яких визначають діаметр куска. За допомогою сит можна отримати певну фракцію куска.

У цьому разі використовують формулу а. За допомогою мікроскопа визначають два розміри, що дає можливість користуватися формулами б — ж. У разі просіювання для масових визначень розміру зерен за їх діаметр беруть розмір найменшого квадратного отвору, через який це зерно може проходити. Групу зерен, що проходять через сито з отворами d , називають класом «дрібніше за d », або «мінус d » (« $-d$ »). Зерна, що залишилися на ситі, утворюють клас «крупніше за d », або «плюс d » (« $+d$ »). Група зерен, що проходять через сито з отворами d_1 і залишаються на ситі з отворами d_2 , становлять клас крупності, розмір якого вказують як «мінус d_1 плюс d_2 » (« $-d_1 + d_2$ »), « $d_1 - d_2$ » або « $d_2 - d_1$ ».

Числові співвідношення окремих класів крупності називають **гранулометричним складом матеріалу**. Крупність суміші зерен характеризується вмістом у ній класів певної крупності, тобто

гранулометричним складом. Гранулометричний склад матеріалу визначають за допомогою аналізу:

— **ситового**— розсів на ситах на класи крупності для матеріалів, крупніших за 0,04 мм;

— **седиментаційного**— розділення матеріалу на фракції за швидкостями падіння частинок у рідкому середовищі для матеріалів із крупністю 50...5 мкм. Для частинок менше 5...10 мкм застосовують седиментацію у відцентровому полі;

— **мікроскопічного**— вимірювання частинок під мікроскопом і класифікація їх на групи у межах певних розмірів для матеріалів із крупністю менше 50 мкм до десятих часток мікрометра.

Ситовий аналіз. Методика проведення ситового аналізу різних корисних копалин ідентична [1]. Аналіз полягає у ретельному розсіві вручну або механічно проби досліджуваної корисної копалини на класи за допомогою набору стандартних сит. Для ситового аналізу використовують набори лабораторних сит із квадратними отворами. Ряд абсолютних розмірів отворів сит називають шкалою сит. Найпоширенішою є шкала сит, у якій отвори розташовані в порядку зменшення їх розмірів, утворюючи геометричну прогресію. Знаменник цієї прогресії, тобто постійне відношення двох суміжних розмірів отворів сит (більшого до меншого), називають **модулем шкали сит**. Для ситового аналізу часто використовують шкалу, в основі якої сито з отворами розміром 0,074 мм і модулем $\sqrt{2}$. Для дослідницьких цілей використовують більш «вузьку» шкалу з модулем $\sqrt[4]{2}$, тобто між кожними двома ситами шкали з модулем (шкали Тайлера $\sqrt{2}$) вставлене ще одне сито.

Маса проби для ситового аналізу залежить від крупності матеріалу.

Рекомендовані такі мінімальні маси проб.

Розмір найбільшого куска, мм: 0,1; 0,3; 0,5; 1; 3; 5; 10.

Мінімальна маса проби, кг: 0,025; 0,050; 0,1; 0,2; 0,3; 2,25; 18.

У лабораторних ситах сітку натягують у циліндричному ободі (обичайці) діаметром 200 мм і висотою 50 мм. Обичайки можуть вставлятися одна в одну. У наборі сит є чаша-піддон і кришка. Матеріал можна просіювати на декількох ситах одночасно. На піддон ставлять найдрібніше сито, а потім сита в порядку збільшення розміру отворів. На верхнє (найкрупніше) сито засипають пробу і закривають кришкою. Для просіювання проб набір сит встановлюють на механічний струшувач. Тривалість просіювання в механічному струшувачі становить 10...30 хв. Після просіювання залишок на кожному ситі і вміст піддона зважують з точністю до 0,01 г. Сумарна маса всіх продуктів не має відрізнятися від маси вихідного матеріалу більше ніж на 1 %. Виходи класів розраховують як відношення маси класу до суми мас усіх продуктів. Суму мас

усіх класів крупності беруть за 100 %. Розділивши масу кожного класу на загальну масу та помноживши на 100 %, отримують вихід класів. Результати ситового аналізу подають у вигляді таблиць і графіків. Графічне зображення називають характеристикою крупності. У табл. 2.2 наведено результати ситових аналізів трьох продуктів.

Таблиця 2.2. Методика проведення ситових аналізів різних корисних копалин

Вихід класу, % Клас крупності, мм	Продукт 1		Продукт 2		Продукт 3	
	Частковий, γ	Сумарний, $\Sigma\gamma$	Частковий, γ	Сумарний, $\Sigma\gamma$	Частковий, γ	Сумарний, $\Sigma\gamma$
+20	53	53	17	17	2	2
-20+10	29	82	24	41	10	12
-10+5	9	91	21	62	18	30
-5+2,5	5	96	15	77	20	50
-2,5+1,3	2	98	10	87	22	72
-1,3+0	2	100	13	100	28	100
Загалом	100	—	100	—	100	—

Седиментаційний аналіз доповнює ситовий аналіз тонкодисперсних систем і ґрунтується на швидкості падіння зерен матеріалу у водному середовищі [2].

Якщо частинку опустити у рідину, виникнуть гідродинамічні сили взаємодії частинки з рідиною. Частинка буде занурюватися, якщо гравітаційна сила $G_{\text{ч}} = \rho_{\text{ч}} g V_{\text{ч}}$ буде більшою за виштовхуючу архимедову силу $P_{\text{а}} = \rho g V_{\text{ч}}$. За відносної швидкості між частинкою і рідиною виникає сила опору $R = C S 0,5 \rho \cdot v^2$.

Рівняння руху частинки під дією вказаних сил:

$$G_{\text{ч}} - P_{\text{а}} - R - m_{\text{ч}} \frac{d^2}{dt^2} = 0, \quad (2.4)$$

де $m_{\text{ч}}$ — маса частинки, кг;

$\rho, \rho_{\text{ч}}$ — відповідно щільність рідини і частинки, кг/м³;

v — швидкість частинки відносно рідини, м/с.

Підставивши у рівняння (2.4) вирази вказаних сил, отримаємо:

$$m_{\text{ч}} \frac{d^2}{dt^2} = \rho g V_{\text{ч}} \left(\frac{\rho_{\text{ч}}}{\rho} - 1 \right) - C S \frac{\rho}{2}, \quad (2.5)$$

де t — час руху частинки, с;

g — прискорення вільного падіння, м/с²;

$V_{\text{ч}}$ — об'єм частинки, зануреної у рідину, м^3 ;

C — коефіцієнт опору руху, в.о.;

S — площа проекції поверхні частинки на нормаль до вектора швидкості (міделевий перетин), м^2 .

Аналіз рівняння (2.5) показує, що частинка у рідині спочатку рухається прискорено. Зі зростанням швидкості прискорення уповільнюється. Коли швидкість досягає певної величини (наприклад, критичного значення $v_{\text{кр}}$), прискорення наближується до нуля.

Із рівняння (2.5) критична швидкість:

$$v_{\text{кр}} = \sqrt{\frac{2gV_{\text{ч}}}{CS} \left(\frac{\rho_{\text{ч}}}{\rho} - 1 \right)}.$$

Цю критичну швидкість рівномірного падіння частинки називають **швидкістю вільного падіння** або **гідралічною крупністю**.

Характеристикою крупності називають графічне зображення гранулометричного складу сипучого матеріалу [3, 20, 24, 25]. Характеристики крупності будують у прямолінійній системі координат: окремі — за виходами окремих класів і сумарні (кумулятивні) — за сумарними виходами класів.

У разі побудови окремої характеристики на осі абсцис відкладають розмір отворів сит, застосований під час ситового аналізу, а на осі ординат — виходи відповідних класів у відсотках. Сумарну характеристику крупності будують як звичайну криву $y = f(d)$, тобто за точками, положення яких знаходять за абсцисами d — діаметрами кусків і ординатами y — сумарними виходами дрібнішими або крупнішими за d . Якщо по осі ординат відкладено виходи мінералу крупніші від даного діаметра, то характеристика побудована за «плюс d », якщо дрібніші — за «мінус d ». Криві характеристики дзеркально відображають одна одну і, будучи побудованими на одному графіку, перетинаються у точці, яка відповідає виходу матеріалу, рівному 50 %. Сумарні характеристики за «плюс d » бувають опуклими, увігнутими або прямолінійними. Опукла крива утворюється у разі переваги в матеріалі крупних зерен, увігнута — дрібних, прямолінійна — за рівномірного розподілу зерен.

За виглядом окремої характеристики висновки про розділення у матеріалі великих і дрібних кусків зробити неможливо, оскільки її вигляд залежить від набору сит, застосовуваних за ситового аналізу. Зміна шкали сит змінює і вигляд окремої характеристики.

Наприклад, за виглядом кривої можемо бачити перевагу великих або дрібних класів у досліджуваному продукті (рис. 2.1): опукла крива I вказує на

те, що в цьому продукті більше великих частинок, ніж у продуктах, характеризованих увігнутими кривими 2 і 3.

Наприклад, у разі просіювання продуктів, зображених кривими на рис. 2.1, на ситах із розміром отвору 15 мм теоретичний вихід надрешітного продукту 1 — 70 %, продукту 2 — 27 % і продукту 3 — 8 %.

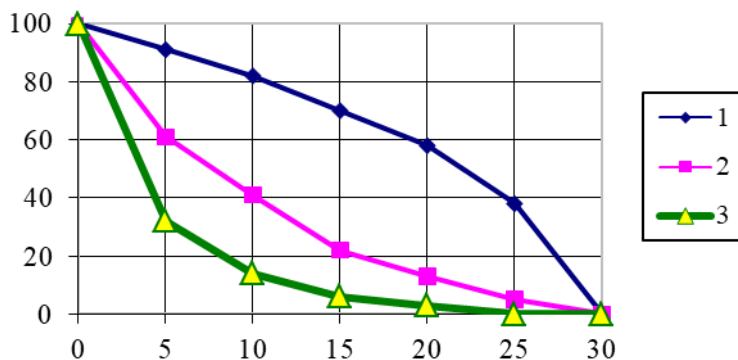


Рис.2.1. Характеристики крупності за ситовим аналізом трьох продуктів: 1 — опукла крива; 2 — увігнута крива; 3 — увігнута крива

За проведення ситового аналізу з отриманням великої кількості класів і побудови сумарних характеристик у широкому діапазоні крупностей

зерен відрізки на осі абсцис в області дрібних класів мають малий розмір. Це ускладнює побудову та використання характеристик, оскільки доводиться будувати дуже великі графіки. Щоб уникнути цього, сумарні характеристики будують у системі координат із напівлогарифмічними або логарифмічними шкалами. У першому випадку на осі абсцис відкладають не лінійні розміри отворів сит d , а $\lg d$, залишаючи вісь ординат у лінійному масштабі. У другому випадку змінюють і масштаб ординати, відкладаючи не сумарний вихід $\sum \gamma$, а $\lg \sum \gamma$.

Переваги напівлогарифмічного масштабу: відстані між сусідніми значеннями отворів сит на осі абсцис в області дрібних зерен збільшуються, а великих — зменшуються. Це надає змогу правильно розрахувати вихід дрібних класів за звичайного розміру графіка.

Сумарні характеристики крупності, незважаючи на їх розбіжності, можуть бути описані аналітично рівняннями одного вигляду. Часто використовують рівняння Розина–Рамлера:

$$R = 100e^{-bd^n},$$

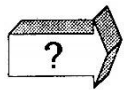
де R — сумарний вихід класу крупнішого за d (залишок на ситі), %;

b, n — параметри, що залежать від властивостей матеріалу та розмірності, в.о.;

d — розмір отворів сита, мм.

Якщо в продукті, що підлягає ситовому аналізу, багато дрібного матеріалу (дрібніше за 0,074 мм), тоді ситовий аналіз виконують мокрим способом. Пробу засипають на сито з найдрібнішими отворами й промивають дрібний клас

слабким струменем води або багаторазовим зануренням сита у воду. Промивають доки вода не стане прозорою. Залишок на ситі висушують, зважують і за різницею мас визначають масу відмитого шламу. Висушений залишок просівають у сухий спосіб на ситах, використовуючи навіть найдрібніше, на якому відмивали шлам. Вагу просіву через це останнє сито додають до ваги раніше відмитого шламу. Результати ситового аналізу записують у таблицю, при цьому обчислюють окремі виходи класів, а також сумарні виходи по плюсу або мінусу, що є сумою виходів усіх класів крупніше або дрібніше отворів цього сита. Технологічні вимоги до гранулометричного складу гірничої маси після вибуху наведено у дод. А.



Контрольні запитання

1. Які етапи процесу збагачення корисних копалин?
2. Що таке роз'єднання мінералів?
3. Що таке розділення мінералів?
4. У чому полягає призначення збагачення корисних копалин як галузі промисловості?
5. Що називають процесом збагачення?
6. Що називають операцією збагачення?
7. Що таке промпродукти?
8. Що таке грохочення?
9. Як на практиці визначають діаметр зерна (7 формул)?
10. Що називають класами крупності?
11. Що таке гранулометричний склад?
12. Що називають модулем шкали сит?
13. Що таке характеристика крупності та які є характеристики крупності?
14. Які основні технологічні показники збагачення?
15. Що називають умістом компонента?
16. Що називають ступенем концентрації?
17. Що таке вихід продукту збагачення?
18. Що називають вилученням корисного компонента?
19. Що називають ефективністю збагачення?

РОЗДІЛ 3

ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ПЕРЕРОБКИ ТА ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

3.1. Види продукції дробильно-сортувальних заводів

Підприємства нерудних будівельних матеріалів, що виготовляють заповнювачі для бетону, — це виробничий комплекс, який охоплює процес видобутку сировини в кар'єрі та його переробку на заводі. Технологічні схеми дробильно-сортувальних заводів (ДСЗ) із виробництва заповнювачів для бетону визначаються такими чинниками:

- гірська маса, що надходить з кар'єру на переробку;
- номенклатура і якість готової продукції;
- тип устаткування, застосовуваний із урахуванням комплексності використання сировини, економії сировинних, матеріальних і паливно-енергетичних ресурсів.

Основні класифікаційні характеристики добутої для переробки гірської маси такі:

- міцність, однорідність, абразивність;
- розмір кусків і частинок матеріалу (гранулометрія вихідної маси);
- кількість і вид забруднювальних включень;
- наявність зерен лещадної і голчастої форм [7].

Міждержавні норми технологічного проектування підприємств нерудних будівельних матеріалів ОНТП-18-85 поділяють перероблювані гірські породи на чотири групи, виділяючи в першому та четвертому типах дві підгрупи.

I група — міцні однорідні абразивні гірські породи, що містять вивержені гірські породи (граніти, діорити, сієніти, базальти тощо) з границею міцності на стискання до 300 МПа, чисті або незначно забруднені легкопромивними включеннями:

- метаморфічні й абразивні осадові гірські породи (пісковики) з міцністю на стискання до 300 МПа та великим (більше 20 %) умістом дрібної фракції 0...150 (200) мм у вихідній гірській масі, забруднені легко- і середньопромивними включеннями;

- міцні однорідні малоабразивні осадові гірські породи (вапняки, доломіти тощо) з границею міцності на стискання до 200 МПа, незначно забруднені легко- і середньопромивними включеннями;

— неоднорідні за міцністю малоабразивні гірські породи, забруднені середньо- і важкопромивними включеннями;

— сировина для виробництва піску, гравію й щебеню із гравію для будівельних робіт;

— валуно-гравійно-піщані й гравійно-піщані гірські породи з вмістом гравію й валунів міцністю на стискання до 150 МПа – 50 % і менше, забруднені середньо- і важкопромивними включеннями (до 10...12 %);

— валуно-гравійно-піщані й гравійно-піщані гірські породи з вмістом гравію й валунів міцністю на стискання до 300 МПа – 50 % і більше, забруднені легкопромивними включеннями (до 5 %).

За характером виробництва, що використовує певні типи гірських порід, й основними видами заповнювачів, що випускаються, розрізняють ДСЗ:

— щебеневіз екскаваторним способом розробки родовищ гірських порід типу I...III;

— гравійно-щебеневі й гравійно-піщані як з екскаваторним, так і з гідромеханізованим способом видобутку гірських порід типу IV-2 і IV-1;

— піщані, переважно з гідромеханізованим способом видобутку гірської маси, що містить не більше ніж 5 % гравію.

Заводи з екскаваторним способом видобутку сировини мають продуктивність 0,6...2,8 млн. м³ на рік, гідромеханізовані — 0,6...1,2 млн. м³ на рік і більше за сезонного та цілорічного режимів роботи.

3.2. Вимоги до підприємств з переробки гірських порід

Проектування технології виробництва заповнювачів ґрунтується на результатах технологічних випробувань сировини, за якими визначають схему технологічного процесу: кількість стадій дроблення й види просіювання, типи дробарок і грохотів, способи й устаткування для промивання й очищення матеріалу, його зневоднювання, потреба в операціях збагачення за міцністю, зерновим складом або формою зерен, а також заходи з утилізації відходів виробництва [11, 12]. Рівень механізації й автоматизації виробництва на сучасних заводах має становити не менш ніж 95 і 75 % відповідно.

Виробництва з переробки та збагачення корисних копалин мають основні виробничі та допоміжні цехи і підрозділи [3...4]. До основних цехів і підрозділів, безпосередньо пов'язаних із обробкою корисних копалин, належать:

— **цех приймання сировини**, обладнаний майданчиками для розвантаження автомобілів, вагоноперекидачами, прийомними бункерами, живильниками та стрічковими конвеєрами;

— **склади сировини**— можуть бути відкритими, закритими та напівбункерними залежно від крупності й цінності складованого матеріалу;

— **цех крупного дроблення** із дробарками крупного дроблення, грохотами, живильниками та транспортними засобами;

— **дозувально-акумулювальні бункери**— розміщують після кожної стадії дроблення, що сприяє ритмічності роботи підприємства в цілому;

— **цех середнього та дрібного дроблення**, укомплектований дробарками середнього та дрібного дроблення, грохотами, живильниками та стрічковими конвеєрами;

— **склади готової продукції**— залежно від крупності, гігроскопічності і цінності готової продукції можуть бути відкритими і закритими;

— **цех відвантаження готової продукції**— різні навантажувальні та вантажопідйомні механізми пакування;

— **цех утилізації та складування відходів** — басейни, сховища, терикони, акумулювальні резервуари, конвеєри, насоси, автосамоскиди, залізничні вагони.

До допоміжних цехів і підрозділів виробництва входять:

— **цех водопостачання**— обслуговує насосні станції, водоводи і мережі;

— **цех електропостачання**— обслуговує електростанції, розподільні пункти, мережі;

— **ремонтний цех**— ремонтно-механічні майстерні загального та спеціалізованого призначення;

— **котельня** — забезпечує нормальні умови життєдіяльності цехів і підрозділів;

— **відділ технічного контролю (ВТК)**— здійснює оперативний контроль технологічних показників роботи підприємства;

— **науково-дослідна лабораторія**— призначена для випробовувань новітніх технологій і обладнання переробки корисних копалин; встановлення оптимальних (раціональних) режимів переробки;

— **склади запчастин, матеріалів і палива**—призначені для забезпечення ритмічної роботи підприємства;

— **адміністративно-господарська служба підприємства**— здійснює керування фабрикою і контроль за дотриманням виробничих нормативів і чинних нормативно-правових документів.

Деяких цехів і служб на окремій збагачувальній фабриці може не бути.

3.3. Технологія переробки будівельних гірських порід

Проектування починається із визначення сфери застосування: продуктів, які потрібно отримати за відомих властивостей вихідного матеріалу. Найбільш важливими властивостями вихідного матеріалу, що впливають на проектування процесу дроблення, є гранулометричний склад, уміст води, щільність, подрібнюваність й абразивність матеріалу [1].

Для першої стадії технологічної схеми ДСЗ доцільне використання або вібраційних щоківих, конусних крупного дроблення, або дробарок ударної дії з горизонтальним валом. Дробарки ударної дії добре працюють за високої подрібнюваності ($> 40 \%$), тобто на м'яких породах, і за низької абразивності ($< 500 \text{ г/т}$). Щоківі та конусні дробарки стискання добре працюють на твердих породах із високою абразивністю. Їх також можна використовувати для м'яких і твердих порід та порід низької абразивності [2].

Друга стадія дроблення вимагає таких умов, як і перша, але тут дробарки стискання найкраще працюють за високої абразивності та низької подрібнюваності.

Для дрібного дроблення можливості обрання дробарки залежно від потреби ширші. Наприклад, для дроблення вапняку з високою подрібнюваністю і низькою абразивністю використовують дробарки, що працюють за принципом «камінь об ковадло», які підходять для такого дроблення. Враховуючи вимоги до форми продукту, слід використовувати дробарки, що підтримують принцип дроблення «камінь об камінь», які працюють у будь-яких умовах, незалежно від ступеня абразивності. Обмеженням для використання дробарок є максимальний розмір куска живлення. Конусні дробарки тонкого дроблення універсальні у використанні, максимальний розмір живлення можна регулювати за допомогою різних розмірів футеровки.

Конусні дробарки добре працюють з усіма типами порід. Єдиний чинник, що обмежує використання конусних дробарок за тонкого дроблення, — уміст дрібних фракцій та води. Головне правило — не завантажувати в конусну дробарку частинки менші 5 мм, а максимальне значення вологості матеріалу живлення не має перевищувати 3 %.

Ступінь дроблення, тобто загальне зменшення розміру від живлення до продукту, — чинник, що задає кількість потрібних стадій дроблення. На ступінь дроблення також впливає тип породи: що твердіша порода, то менший коефіцієнт здрібнювання на кожній стадії дроблення. Інакше кажучи, дроблення більш твердих порід порівняно з м'якими проходить більше стадій.

Типові коефіцієнти здрібнювання для кожного типу дробарки наведено в табл. 3.1.

У разі розробки родовищ із невеликими та середніми запасами сировини для виробництва щебеню доцільне застосування пересувних автоматизованих дробильних ліній типу САДЛ або пересувних дробильно-сортувальних установок типу ПДСУ-85 продуктивністю до 400...500 тис. м³/р. За потреби забезпечення річної продуктивності більше ніж 500 тис. м³/р. доцільно використовувати стаціонарні ДСЗ.

Таблиця 3.1. Типові коефіцієнти здрібнювання дробарок

Дробарка	Коефіцієнт здрібнювання
Первинна гіраційна	6–8
Щокова	3–5
Ударна з горизонтальним валом	5–8
Вторинна конусна	3–4
Третинна конусна	2–3,5
Ударна з вертикальним валом, «камінь об камінь»	1,5–2
Ударна з вертикальним валом, «камінь об ковадло»	1,5–3

Для обрання технологічної схеми ДСЗ слід провести дослідження гранулометричного складу вхідної гірничої маси, яка надходить з кар'єру (див. Додаток А, табл. А1).

Методику обрання потрібної і достатньої кількості стадій дроблення на дробильно-сортувальному заводі складають, порівнявши загальний ступінь дроблення ДСЗ і добуток частинних ступенів дроблення кожної стадії. Загальний ступінь подрібнення на заводі $i_{\text{заг}}$ розраховують за формулою, в. о.:

$$i_{\text{заг}} = D_{\text{max}}/d_{\text{max}} = 500/20 = 25,$$

де D_{max} — максимальний розмір куска вхідної гірничої маси, $D_{\text{max}} = 500$, мм;

d_{max} — максимальний отриманий кусок готової продукції ДСЗ, $d_{\text{max}} = 20$, оскільки фракція 10...20 мм з меншою насипною масою $\delta = 1,26...1,32$ т/м³ і має підвищений попит для виробництва асфальту, дорожнього покриття, бетону та конструкцій з нього.

Частковий ступінь подрібнення i_1 першої стадії, в.о.:

$$i_1 = D_{\text{max}}/d_{1\text{max}} = 500/1,6 \cdot b_1 = 500/1,6 \cdot 75 = 4,2,$$

де $d_{1\text{max}}$ — максимальний розмір куска на виході дробарки ВЩД-600×800, $d_{1\text{max}} = 1,6 \cdot b_1 = 1,6 \cdot 75 = 120$, мм;

1,6 — коефіцієнт закругнення куска на вході в дробарку, в.о. [20; 25];

b_1 — ширина вихідної щілини дробарки ВЩД-600×800 для отримання максимальної кількості фракцій (10...20) мм, $b_1 = 75$, мм [20; 25].

Частковий ступінь подрібнення i_2 другої стадії з дробаркою КІД-900, в.о.:

$$i_2 = d_{1\max} / d_{2\max} = 1,6 \cdot b_1 / 2,8 \cdot b_2 = 1,6 \cdot 75 / 2,8 \cdot 20 = 2,1,$$

де $d_{2\max}$ — максимальний розмір куска на виході дробарки, $d_{2\max} = 2,8 \cdot b_2 = 2,8 \cdot 20 = 56$, мм [25];

2,8 — коефіцієнт закругнення куска на вході в дробарку, в.о. [20; 25];

b_2 — ширина вихідної щілини дробарки КІД-900 для отримання максимальної кількості фракцій 10...20 мм, $b_2 = 20$, мм [20; 25].

Частковий ступінь подрібнення i_3 третьої стадії з дробаркою КІД-900, в.о.:

$$i_3 = d_{2\max} / d_{3\max} = 2,8 b_2 / 3,3 b_3 = 2,8 \cdot 20 / 3,3 \cdot 5 = 3,4,$$

де $d_{3\max}$ — максимальний розмір куска на виході дробарки, $d_{3\max} = 3,3 b_3 = 3,3 \cdot 5 = 16,5$, мм [3; 25];

3,3 — коефіцієнт закругнення куска на вході в дробарку, в.о. [20; 24];

b_3 — ширина вихідної щілини дробарки КІД-900 для отримання максимальної кількості фракцій 0...5 мм, $b_3 = 5$, мм [20; 24].

За перевірки потрібної і достатньої кількості вибраних стадій ДСЗ за ступенем подрібнення має виконуватись умова:

$$i_{\text{заг}} < i_1 \cdot i_2 \cdot i_3 \dots i_n = 4,2 \cdot 2,1 \cdot 3,4 = 29,9 > 25.$$

Оскільки загальний ступінь подрібнення $i_{\text{заг}} = 29,9$ більше від 25, то досить трьох стадій.

Технологічна схема, наведена на рис. 3.1, потребує тристадійного подрібнення з замкнутим циклом на останній стадії. Перед кожною стадією слід проводити грохочення. Попереднє грохочення застосовують у разі вмісту підрешітного класу у вихідному матеріалі не менше ніж 20 %. На другій стадії дроблення зазвичай передбачають попереднє грохочення. На третій стадії дроблення із розмірами розвантажувальних щілин 5...7 мм попереднє грохочення застосовують завжди.

Замкнутий цикл на останній стадії подрібнення забезпечує можливість регулювання виходу за крупністю і сприяє покращенню якості щебеню за рахунок зменшення кусків лещадної та голчастої форми.

Дробарки та млини можуть працювати у відкритому та замкнутому циклах, рис. 3.2. За відкритого циклу матеріал проходить через дробарку або млин один раз і в дробленому продукті завжди наявна деяка кількість кусків надлишкового розміру.

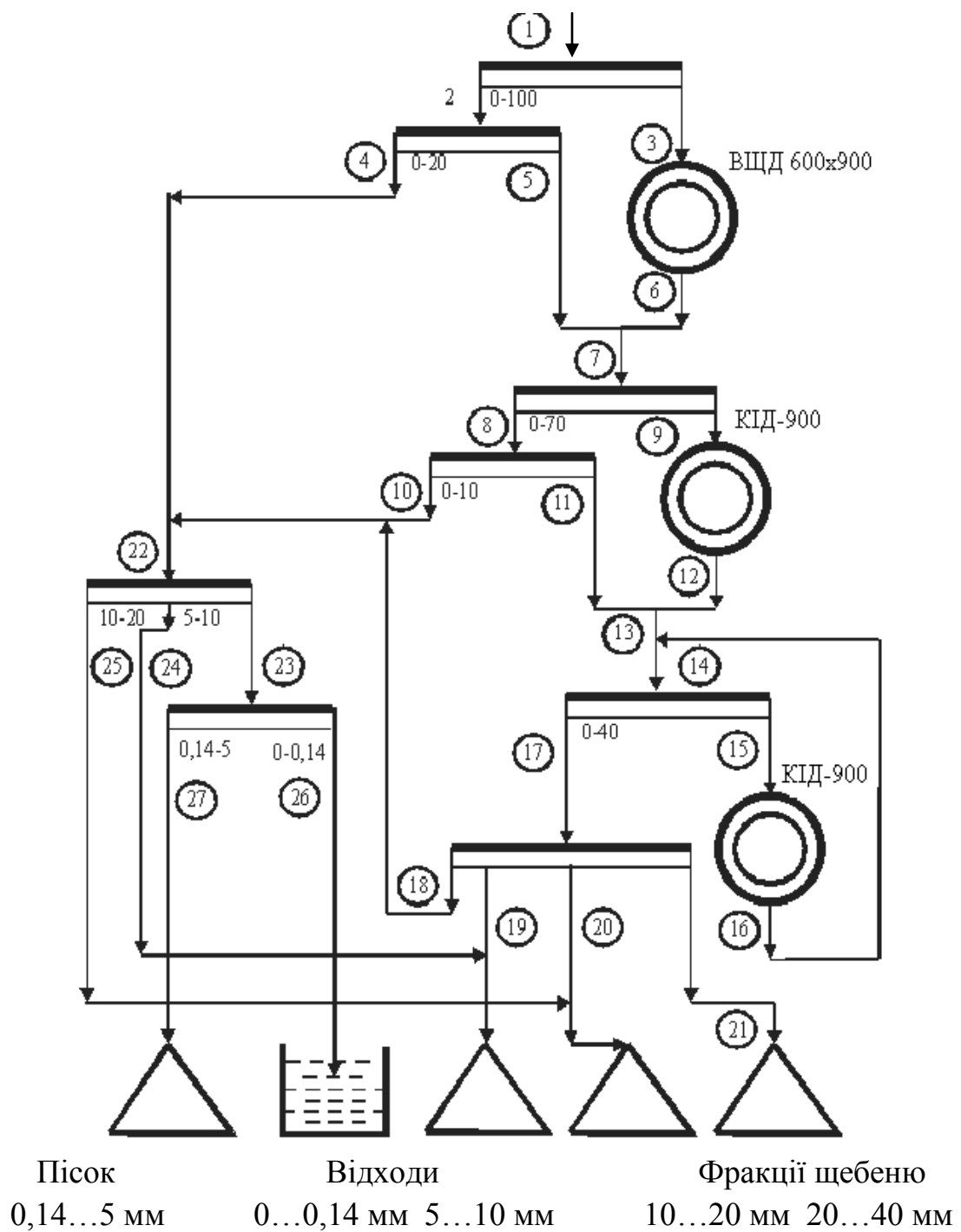
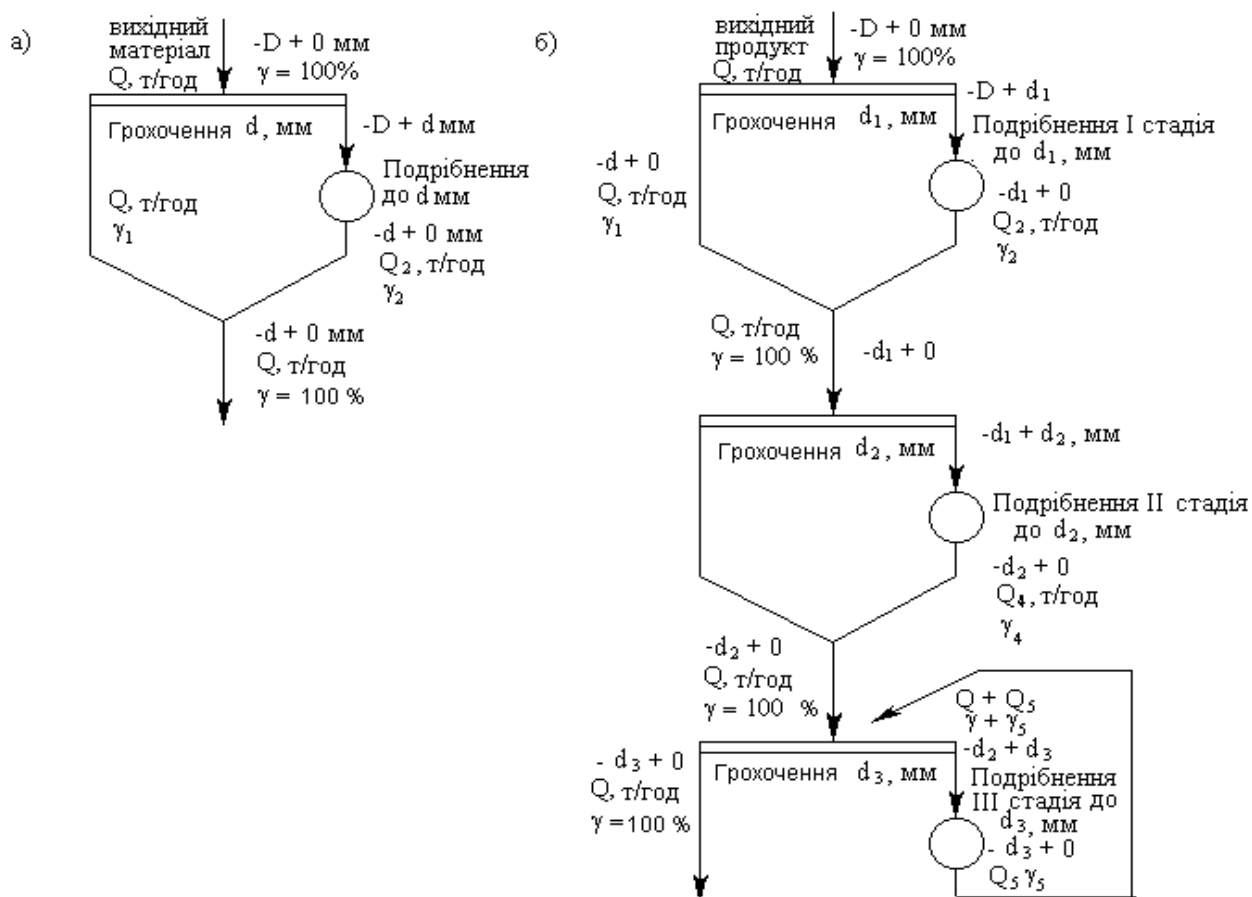


Рис. 3.1. Технологічна схема ДСЗ
із річною продуктивністю 250 тис. м³/р. готової продукції



б

Рис. 3.2. Схеми подрібнення: а — одностадійна; б — тристадійна

У разі замкнутого циклу матеріал неодноразово проходить через дробарку, таку операцію грохочення називають **операцією перевірного грохочення**. Уміст надрешітного продукту в дробленому може досягати 50 %, при цьому розмір грудок надрешітного продукту може у 2...3 рази перевищувати розмір розвантажувальної щілини дробарки. За наявності перевірного грохочення на останній стадії крупність кінцевого продукту може бути зменшена у 2...3 рази. Подрібнений продукт надходить на сортувальний апарат, що відділяє куски надлишкового розміру, які повертаються для повторного дроблення до тої самої дробарки. Для сортування продуктів дроблення застосовують грохоти, а для класифікації продуктів здрібнювання — механічні класифікатори або гідравлічні циклони.

Технологічну схему переробки щебеню фірми «Metso Minerals» (Фінляндія) наведено на рис. 3.3.

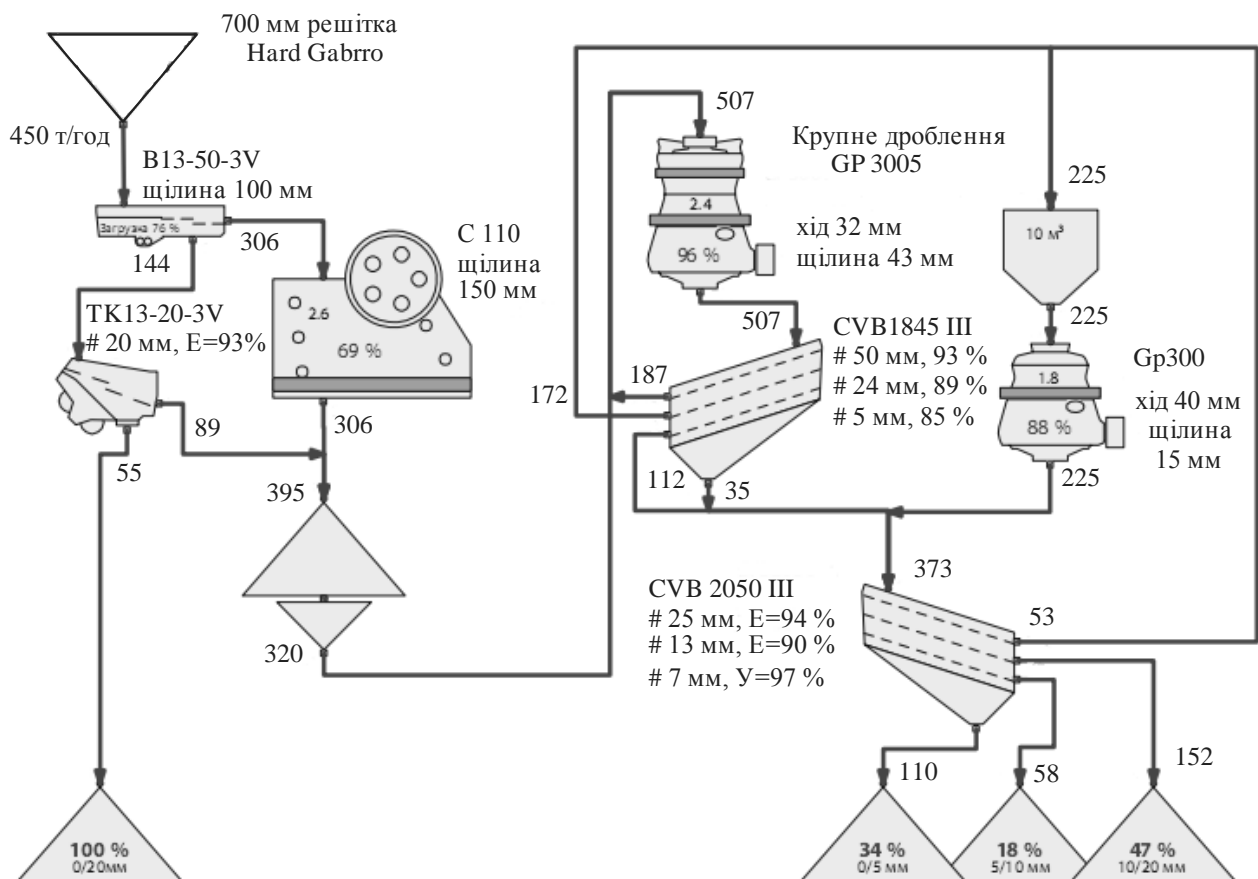


Рис. 3.3. Технологічна схема переробки щебеню

3.4. Різновиди технологічних схем дробильно-сортувальних заводів

Щебеневі заводи. Основна продукція щебеневих виробництв — фракційний щебень крупністю 5...10 мм, 10...20 мм, 20...40 мм і збагачений пісок фракції 0,14...5 мм із відсівів дроблення. Технологічні схеми щебеневих заводів різняться за типом гірських порід, які становлять їх сировину, а також за принципом їх побудови, стадійності дроблення, поточності, структури, видів основної та побічної продукції тощо.

Принцип побудови використовуваної технологічної схеми залежить від умісту фракцій 0...100 мм. Якщо вказаної фракції у вхідній гірничій масі більше ніж 20 %, то потрібне попереднє грохочення перед першим дробленням. Це дає змогу подовжити ресурс дробарок і знизити енерговитрати на дроблення фракцій, розмір яких менше від вихідного отвору дробарок. Тобто, технологічні схеми, побудовані за принципом «не дробити нічого зайвого», передбачають найменше відношення обсягу матеріалу, що пропускається через всі дробарки (без урахування циркуляційного навантаження), до обсягу вихідної гірської маси, щонадходить на переробку. Цього досягають попереднім просіюванням перед дробленням для відділення дрібних фракцій, що ускладнюють роботу

дробарок. Технологічна схема з використанням принципу «не транспортувати нічого зайвого» передбачає надходження матеріалу на дроблення з однієї дробарки до другої без просіювання. Це можливо за використання досить чистих вивержених і метаморфічних порід, щомістять невелику кількість (до 20 %) зерен, розмір яких менше від ширини розвантажувальної щілини дробарки. Такі зерна проходять через дробарку не подрібнюючись, і лише незначно знижують її продуктивність. Зменшення одиниць устаткування для сортування та внутрішнього цехового транспорту (стрічкових конвеєрів для роздільного транспортування дріб'язку) надає можливість скоротити капітальні й експлуатаційні витрати і підвищити надійність виробництва.

Обидва принципи можуть бути використані в технологічних прийомах на різних стадіях дроблення. Наприклад, вони використані в технологічній схемі типового щебеневого заводу продуктивністю 1 млн м³ на рік із однорідних вивержених і метаморфічних порід. Після промивання пульпа, щомістить частинки менші за 0,14 мм, надходить зі спіральних класифікаторів у вібраційні збезводнювачі та у зумпф (канаву), звідки її ґрунтовим насосом перекачують у гідровідвал (хвостосховище). Технологія передбачає також варіант переробки матеріалу у «сухий» спосіб, тобто без промивання щебеню дрібних фракцій і збагачення піску, що негативно позначається на якості заповнювачів, однак може бути використаний з огляду на реальні умови, наприклад, кліматичні, дефіцит водних ресурсів тощо. У цьому разі пісок із відсіву дроблення після просіювання направляється на склад готової продукції. На першій стадії в обох випадках можливе застосування шокової (вібраційної) дробарки. Другу та третю стадії дроблення метаморфічних порід і пісковиків (тип I–II) проводять у конусних інерційних дробарках середнього й дрібного подрібнювання, а однорідних вапняків і доломітів (тип II) — у роторних дробарках ударної дії. Останні забезпечують випуск щебеню кубовидної форми, такі дробарки можна застосовувати на всіх трьох стадіях дроблення, але тоді збільшується вихід відсіву крупністю 0...5 мм. Уміст у вихідній гірській масі та продуктах дроблення великої кількості дріб'язку зумовлює потребу у попередньому просіюванні (для порід типу II) перед кожною стадією дроблення. Забруднювальний кар'єрний дріб'язок розміром 0...10 мм у сухий період року і 0...20 мм у вологий період видаляють із технологічного процесу попереднім просіюванням перед первинним дробленням.

Крупність відбираного на попередньому просіюванні матеріалу рекомендована така: для першої стадії дроблення — близька до ширини обраного вихідного отвору дробарок, для другої і третьої стадії — рівна найбільшій крупності отримуваних продуктів.

Найбільші труднощі викликає переробка неоднорідних за міцністю (переважно карбонатних) порід типу III через значне коливання вмісту слабких різниць (з границею міцності на стискання менше 20 МПа) і забруднювальних глинистих включень. Технологія переробки таких порід у кожному конкретному випадку має враховувати особливості сировини, можливість варіювати різними технологічними операціями й тому не обмежується однією типовою схемою.

Найчастіше в технологічні схеми включають збагачення методом вибіркового дроблення з використанням роторних дробарок і видаленням із процесу слабких різниць багаторазовим просіваюнням. Під час переробки порід, щомістять до 20 % слабких різниць, вихід щебеню становить близько половини від вихідної гірської маси. Отримані у великій кількості відходи у вигляді відсіву підлягають утилізації як сировина для цементної, металургійної промисловості, для виробництва вапнякового борошна, мінеральних наповнювачів, наприклад для асфальтобетону, флюсів тощо.

За вмісту у вихідній гірській масі понад 20 % слабких різниць щебінь необхідної марки може бути отримано тільки за рахунок включення в технологічну схему спеціальної операції збагачення за міцністю методом відсаджування, механічної класифікації або поділу у важких середовищах (суспензіях), здійснюваних в окремому потоці.

Система з'єднань технологічних ліній і наявність потоків для виділення порід різної міцності характеризують структуру технологічної схеми. За такою схемою сухим способом переробляють гірську масу крупністю до 1000 мм для випуску вапнякових щебенів М 300 і М 500 і використання відсіву дроблення для виробництва вапнякового борошна.

У технологічній схемі передбачено такі операції: попереднє просіювання (II), що видаляє дріб'язок і виділяє два класи за крупністю матеріалу; роздільне первинне дроблення (I) у відповідних типах роторних дробарок; попереднє й перевірне просіювання (IV) перед другою стадією дроблення, що виділяє товарну фракцію 40...70 мм щебеню М 500 і переводить у підрешітний продукт щебінь М 300; повторне просіювання підрешітного продукту 0...40 мм для отримання товарних фракцій щебеню 10...20 і 20...40 мм; друга (III) і третя (V — із замкнутим циклом) стадії дроблення щебеню М 500; просіювання (VI) і перетищення (VII) товарних фракцій у суміші 5...20 і 20...40 мм щебеню М 500. За вмісту у вихідній сировині глини в схему вводять операції з її відбирання й (або) передбачають мокрий спосіб переробки з використанням устаткування для промивання й зневоднювання, що дає змогу отримати заповнювач потрібної чистоти.

Гравійно-щебеневі заводи. Співвідношення між різними видами продукції залежить від гранулометричного складу перероблюваної гірської маси. За значного вмісту у ній валунів і гравію основною продукцією є гравій і щебінь із гравію, тому заводи називаються гравійно-щебеними. Операції класифікації й зневоднювання піску з відсіву дроблення й природного піску схеми для щебеневого заводу — у спіральних класифікаторах і зневоднювачах. У зневоднювачах збагачений пісок згущують для забезпечення можливості його транспортування стрічковими конвеєрами. Валуно-гравійно-піскові й гравійно-піскові породи, щомістять до 50 % валунів і гравію, часто забруднені середньо- і важкопромивною глиною у кількості до 10...12 % (тип IV-1). У зв'язку з цим технологічні лінії доповнюють спеціальними операціями промивання. Їх звичайно передбачають на щебеневій лінії у вібраційних мийках для великих фракцій +20(40) мм (після попереднього просіювання III), а на гравійній лінії — у коритних мийках для фракцій 5...20 мм із подальшим сортуванням, додатковим ополіскуванням і зневодненням на грохотах.

Технологічні схеми гравійно-піщаних заводів можуть передбачати також спільний випуск щебеню і гравію. Це припустимо у разі дотримання вимог стандарту на щебінь із гравію за вмістом дроблених зерен і за відповідного техніко-економічного обґрунтування. Спільний випуск полягає в об'єднанні щебеневого (дробленого) і гравійного (сортованого) матеріалів однакових фракцій перед подачею на склад готової продукції.

Гравійно-піскові та піскові заводи з гідромеханізованим способом видобутку сировини. Продукція таких заводів включає збагачений пісок із модулем крупності понад 2,5 і повним залишком на ситі № 063 до 70 %, а також фракціонований пісок крупністю 0,16...0,63 (1,25) мм і 0,63 (1,25)...5 мм. Особливістю технології переробки гірської маси, що подається у вигляді пульпи, наприклад, від земснаряда, є її попередній поділ (зазвичай у конічних гідравлічних грохотах) на два потоки: пісковий і гравійний, перероблювані потім окремо. Відповідно до такої технології на заводах виділяють гравійно-щебеневу та піскову лінії, що складаються з вузлів і блоків, сполучених гідравлічним і конвеєрним міжцеховим транспортом. Блоки називають відповідно до технологічних операцій, що в них відбуваються. Гравійно-щебенева лінія може складатися із блоків: попереднього поділу, просіювання гравію, первинного дроблення, вторинного та третинного дроблення, просіювання щебеню із гравію. До піщаної лінії звичайно входять блоки гідравлічної класифікації, згущення й зневоднювання. Включення певних блоків у схему залежить від гранулометричного складу перероблюваної гірської маси і бажаної номенклатури продукції. Наприклад, блок первинного дроблення включають у схему за наявності валунів (+150 мм). Залежно від крупності

гравію, дроблення може проходити в одну–дві стадії або зовсім виключатися, а отже виключають і відповідні блоки, якщо вміст гравію +70 мм незначний і його великі фракції допускають. У цьому разі зі схеми також виключають проміжний склад, і переробку проводять без розриву технологічного потоку. Потоковості досягають встановленням блока попереднього поділу над усім технологічним устаткуванням (високе розташування) і матеріал самопливом переміщається зверху донизу. За наявності проміжного складу (потоково-циклічна схема) блок попереднього поділу звичайно має низьке розташування, переміщення гравійно-щебеневого матеріалу відповідно до прийнятих схем дроблення й просіювання здійснюється стрічковими конвеєрами, тобто технологія гравійно-щебеневої лінії у цьому разі аналогічна до технології гравійно-піскових заводів із екскаваторним способом видобутку сировини. У разі низького розташування блока попереднього поділу піскова фракція направляється в блок згущення, а потім у зумпф, звідти ґрунтовим насосом перекачується у блок класифікації для подальшої переробки з метою отримання фракціонованого й збагаченого піску. Під час виробництва звичайного піску блоки гідравлічної класифікації й зневоднювання виключають з піскової лінії й матеріал подається на карти наміву напірним гідротранспортом, а за високого розташування блока попереднього поділу — самопливом. У кінчному гідравлічному грохоті з пульпи виділяються зерна гравію й надходять на вібраційний грохот для відділення піскових домішок і отримання звичайного гравію +5 мм. Піскова пульпа направляється самопливом у гідравлічний класифікатор типу ГКХ (із верхнім підведенням суміші), звідти дрібна фракція (0...0,63 мм) піску через верхній трубопровід надходить у згущувальні пристрої, а велика (0,63...5 мм) — із нижнього трубопроводу в спіральний класифікатор, куди подається і підрешітний продукт вібраційного грохота для зневоднювання й збагачення видаленням у злив фракції до 0,16 мм. Дрібна фракція піску згущується у пристроях до оптимальної концентрації (співвідношення мас води та піску становить 1:2...1:4 з одночасним скиданням у злив фракції до 0,16 мм, а потім надходить у двоспіральні класифікатори з не зануреною спіраллю. Зневоднений пісок транспортують стрічковими конвеєрами на склад готової продукції.

Склади готової продукції. Типи складів характеризуються способом складування й відвантаження різних заповнювачів, формою штабеля, режимом роботи (заводу й складу) і місткістю.

На щебених й гравійно-піскових заводах використовують такі склади.

Конусний склад характеризується подачею заповнювачів стрічковим конвеєром, точковим скиданням і відвантаженням екскаваторами,

навантажувачами або конвеєрами. Його передусім застосовують на заводах невеликої потужності (до 600 тис. м³/р.), що працюють сезонно або протягом усього року.

Штабельний естакадно-траншейний склад відрізняється подачею заповнювачів стрічковими конвеєрами, розташованими на естакаді й обладнаними пересувним скидальним візком, і відвантаженням також стрічковими конвеєрами, розташованими в підштабельній траншеї. Заповнювачі загальної підштабельної траншеї зберігають між розділювальними стінками пофракційно, із урахуванням кута природного ухилу складованого матеріалу, що залежить від його вологості. Для щебеню і гравію він становить 35...45° (менші значення для вологого матеріалу), для сухого піску — 25...35°, залежно від крупності. Для вологого піску кут природного ухилу збільшується відповідно до його крупності (до 30...40°), а для мокрого піску кут зменшується до 15...27°. З метою попередження сепарації — нерівномірного розподілу зерен заповнювача за крупністю, висота вільного падіння у штабель обмежують 5...6 м. Люки, через які матеріал надходить на конвеєр у підштабельній траншеї, розташовують на відстані 3,0...3,5 м один від одного, що дає можливість звести до мінімуму обсяг «мертвих» зон у штабелях. Такий тип складу значно поширений на заводах середньої і великої потужності.

Штабельно-естакадний склад відрізняється від розглянутого тим, що не має підштабельної траншеї, будівництво якої буває неможливим за несприятливих гідрологічних, кліматичних й інших умов, тому відвантаження продукції виконують екскаваторами та навантажувачами. Для гравійно-піскових і піскових заводів із гідромеханізованим способом видобутку сировини, що працюють сезонно, передбачають склади із цілорічним відвантаженням заповнювачів. За продуктивності заводів до 1,2 млн м³/р. застосовують штабельний склад із подачею заповнювачів пересувним штабелеукладачем, а для більш продуктивних заводів — штабельно-кільцевим, утвореним консольно-поворотним радіально-пересувним конвеєром і відвалоутворювачем.

Склади мають бути з основою із щільного матеріалу. Використовують також наливні склади піску із його подачею ґрунтовими насосами або самопливом. На кожен фракцію піску використовують три карти наливання (під час наливання, відстоювання та за підготовки до наливання). Їх розмір у плані 50×60 і 100×120 м і за висоти наливу 6...10 м. Для зневоднювання піску й відводу води з карт наливання передбачають дренаж. Відвантажують заповнювачі з усіх складів екскаваторами й навантажувачами. На складах слід вживати заходів проти змерзання заповнювачів відповідно до їх вологості. Заповнювачі мають зберігати сипучий стан, що дає змогу без ускладнень проводити вантажно-розвантажувальні роботи. Зневоднювання щебеню і

гравію на вібраційних грохотах дає можливість знизити вологість до безпечних меж, переважно лише для великих фракцій (понад 20 мм). Найбільш повного видалення вологи із заповнювачів можна досягти сушінням як теплим, так і холодним повітрям (метод сублімації). Але ці методи дорогі й не вирішують проблеми змерзання в періоди атмосферних опадів і коливання температури близько 273 К (0 °С).

Ефективний і дешевий спосіб природного проморожування, що забезпечує сипкість матеріалу. Спосіб полягає у тому, що заповнювачі на складі періодично перелопачують екскаваторами, перемішують спеціальними розпушувачами або переміщують пошарово матеріал, який змерзається, в окремий штабель.

Одним із перспективних способів запобігання змерзанню вологих заповнювачів є гідрофобізація поверхні зерен. Домішки проти змерзання можна вводити в сипучу масу, розпилюючи їх стисненим повітрям із форсунок. Застосування домішок, що запобігають змерзанню заповнювачів, не має негативно впливати на потрібні властивості бетонної суміші та бетону. Бажано, щоб ці домішки, як у наведеному прикладі, окрім протиморозної дії, мали ще й корисні властивості, що підвищують якість бетону. У цьому випадку підвищується економічна ефективність їх застосування. Так, визначальними для технології виробництва щільних заповнювачів є тип добутої для переробки гірської породи й спосіб її видобутку — екскаваторний або гідромеханізований. Сучасні технологічні схеми виробництва заповнювачів із урахуванням їх номенклатури і якості, а також застосовуваного устаткування звичайно є дво- або тристадійною схемою дроблення із замкнутим циклом на останній стадії, операції попереднього й остаточного просіювання, промивання, класифікації й зневоднювання. Це дає змогу отримати заповнювачі потрібної якості для найбільш застосовуваних у будівництві бетонів.

3.5. Використання кубовидного щебеню у будівництві

Кам'яні породи — один із найпоширеніших видів природних ресурсів на Землі. Основними натуральними заповнювачами дорожніх сумішей є щебінь, пісок і гравій [13; 21; 27; 29; 30]. Як головний компонент асфальту й бетону ці заповнювачі використовують під час будівництва автострад і мостів, житлових і промислових будинків.

Для різних споживачів нерудних будівельних матеріалів і будівництва проблема виробництва кубовидного щебеню має різний ступінь актуальності. Найбільших обсягів у виробництві кубовидного щебеню потребують

шляховики, адже якість доріг залежить насамперед від його якості, тому до нього висувають певні вимоги за різними параметрами. Щебінь для автодоріг високого класу має бути:

- із міцністю під час стискання не менше ніж 120 МПа;
- із кубовидною формою зерен (уміст пластинчастих зерен не більше 5 %);
- оптимального зернового складу.

Для виконання останньої вимоги зарубіжні заводи виробляють 4...11 вузьких фракцій, з яких шихтуванням отримують потрібний зерновий склад.

Вітчизняні ДСЗ, що працюють на високоміцних вивержених гірських породах, відповідно до стандартів випускають щебені фракцій 5...10, 10...20 і 20...40 мм. Понад 40 % заводів виробляють тільки щебінь великої фракції або суміш фракцій 5...20 мм.

Оцінюючи сировину, кількість показників, що характеризують фізико-механічні властивості гірської породи, доцільно збільшити, додавши до міцності під час стискання міцність під час розтягання, модуль пружності, коефіцієнт Пуассона. Наразі гірські породи оцінюють тільки за міцністю під час стискання.

Крихкі матеріали за $K = Q_{ст}/Q_p > 15$ дробляться легше, ніж м'які $K < 15$, тому продуктивність дробарок на гранітах (крихких породах) більша, ніж на вапняках (м'яких породах), хоча міцність під час стискання у гранітів більша.

Технологічна схема підприємства має бути оптимальною за двома критеріями:

- максимальний випуск щебеню кубовидної форми;
- мінімальна собівартість продукції.

Максимального випуску щебеню кубовидної форми можна досягти, якщо дробарка останньої стадії дроблення працює за повного завантаження і до неї надходить порівняно вузька фракція (краще лещадна — схожа на долоню), близька за розміром до розміру щілини.

За кордоном для отримання щебеню високої якості з оптимальною собівартістю ДСЗ будують, дотримуючись таких правил:

- використовувати сировину комплексно;
- застосовувати гнучку технологію, завдяки якій можна швидко реагувати на зміну попиту й уникати затоварення однією або декількома фракціями;
- компоновати технологічне устаткування, що дає можливість мінімізувати кількість транспортного устаткування (дробарки над грохотами, грохота над бункерами тощо);
- застосовувати спеціалізоване устаткування;

- уніфікувати устаткування (застосовувати конвеєри із однією шириною стрічки, але з різною швидкістю руху тощо);
- забезпечувати рівномірність завантаження устаткування й стабільність характеристик вихідного матеріалу;
- забезпечувати високий коефіцієнт використання робочого часу.

Технологічні схеми, розроблені з урахуванням цих правил, не тільки високоефективні, але й найбільш прості.

Чинником, що впливає на оцінку якості щебеню вітчизняного виробництва, є метод визначення вмісту пластинчастих зерен за ДСТУ 8269.0-97. Уміст пластинчастих зерен за розсіву на щілиноподібних ситах менший, ніж за використання звичайних поверхонь просіювання.

Застосуванням конусних дробарок дрібного дроблення можна збільшити випуск кубовидного щебеню у разі дотримання оптимальних режимів дроблення. Однак стрімкого збільшення виходу кубовидних зерен можна досягти тільки за зміни конструкції дробарок дрібного дроблення. Наразі проводять роботи з удосконалення дробарного устаткування. З урахуванням фізики твердого тіла й теорії коливань створено вібраційні щоківі та конусні дробарки [8]. Однак сфера їх застосування обмежена фізико-механічними властивостями подрібнюваних порід, високим виходом відсіву (до 25...30%), значним зношуванням робочих органів.

Врахувавши зазначене, можемо зробити такі висновки:

1. Збільшити випуск кубовидного щебеню на діючих підприємствах нерудної промисловості можна за рахунок зміни технологічної схеми й оптимізації роботи наявного дробарного устаткування.
2. Для максимального випуску щебеню кубовидної форми, крім удосконалювання технологічної схеми, потрібна заміна дробарного устаткування на більш досконале — вібраційне й інерційне (особливо для дрібного дроблення).
3. Вітчизняні машинобудівники мають бути готовими задовольнити потребу підприємств нерудної промисловості у нових видах устаткування, інакше це зроблять зарубіжні виробники.
4. Завдання проектувальників ДСЗ, виробників устаткування, спеціалізованих інститутів — коректно складати техніко-економічне обґрунтування конкретного інвестиційного проекту — створення дробарного устаткування нового типу.

3.6. Використання кубовидного щебеню у будівництві доріг

Щебінь — найбільш використовуваний продукт видобутку та переробки нерудних будівельних матеріалів. Його використовують зазвичай як заповнювач у будівництві під час виробництва бетонів, асфальтобетонів і дорожніх покриттів.

Щебінь для будівництва доріг умовно поділяють на чотири групи [21; 27; 29; 30]:

- щебінь для облаштування основи дорожніх покриттів (будь-які, але переважно осадові скельні та пухкі гірські породи із крупністю фракцій 5...20, 20...40, 40...70, 0...40, 0...70 мм);
- щебінь для нижніх шарів покриттів із асфальтобетонних сумішей типу А і поверхневої обробки (метаморфічні й магматичні гірські породи із крупністю фракцій 5...20 і 20...40 мм);
- щебінь для верхніх шарів покриттів (магматичні й частково метаморфічні гірські породи крупністю 5...10 мм);
- кубовидний щебінь фракції 5...20 мм із умістом зерен пластинчастої (лещадної) і голчастої форми не більше ніж 15 % (група 1 за ГОСТ 8267-93).

Останнім часом сформувався стійкий попит на кубовидний щебінь для дорожньо-будівельних організацій, але цю потребу в Україні нині задовольняють лише на 50...60 %, а в Росії — лише на 30...40 %. Дослідження показали, що потреба в кубовидному щебені для дорожнього будівництва становила в 2002 р. 9,6 млн м³, у 2005 р. — 10,9 млн м³, у середньому на період 2006–2001 рр. — 19,4 млн м³. У 2011–2020 рр. вона становитиме 37,0 млн м³.

Реконструкція щебених заводів пов'язана з великими технічними та фінансовими труднощами (заміна дробарок на останній стадії подрібнення, зміна внутрішньої транспортної системи, розширення складів готової продукції тощо). Тому доцільно поряд із реконструкцією підприємств встановлювати на промислових майданчиках щебених заводів спеціальні відкриті дробарно-сортувальні установки некапітального типу, призначені для виробництва щебеню фракцій 5–10, 10–20 мм із умістом зерен лещадної форми не більше за 15 %. Ці установки дешевші порівняно з капітальними і їх можна змонтувати протягом місяця.

Виробництво кубовидного щебеню у промислових об'ємах було організовано в середині 90-х рр. XX ст. Спочатку для цього переважно використовували обладнання «Svedala» (Швеція), «Nordberg» (Фінляндія), «Parker» (Великобританія), оскільки в Україні на той період дробарне обладнання для виробництва кубовидного щебеню не виготовляли. Дробарне

обладнання цих фірм — високонадійне у роботі, має великі діапазони продуктивності й обладнане системами автоматичного керування.

Система керування зазвичай має декілька програм дроблення, завдяки чому забезпечує автоматичну підтримку величини розвантажувальної щільності дробарки, що в свою чергу забезпечує стабільний зерновий склад готової продукції. Дробарки працюють «під завалом» за рахунок автоматичного зв'язку між живильником і дробаркою. Живильник вмикають у разі зниження рівня щебеню в камері дроблення. Робота «під завалом» сприяє підвищенню ступеня кубовидності щебеню.

За виробництва щебеню для будівництва доріг із гранітів, порфіритів, діоритів та інших матеріалів доцільне використання ударно-відцентрових дробарок, наприклад ПП НВО «Центр». Промислове впровадження нових технологій і матеріалів дало змогу досягти таких результатів (див. Додаток Б):

- підвищити безпеку руху. Наявний коефіцієнт зчеплення автомобільного колеса з поверхнею дорожнього покриття на автомобільних дорогах (за фактичними систематичними вимірюваннями Білоруського дорожнього науково-дослідного інституту БілДорНДІ) становить 0,33...0,48 [8];

- збільшити термін служби дорожнього покриття: приживлюваність щебеню становить 95...97 % за терміну служби п'ять років (міжремонтний норматив чотири роки);

- збільшити вміст кубовидних зерен, наприклад у разі налаштування поверхневої обробки з використанням емульсії кубовидного щебеню фракції 6,3...10 мм коефіцієнт зчеплення становить 0,6...0,71, а на щебені фракцією 2...4 мм коефіцієнт зчеплення досягає значення 0,9. Фактичне зростання коефіцієнта безпеки становить 50 %;

- знизити ймовірність заносу та втрати керування автомобілем у разі різкого гальмування й прискорення на мокрому покритті;

- знизити рівень шуму від рухомого транспорту під час руху через населені пункти. Рівень шуму для різних типів покриттів наведено у табл. 3.2. [2].

Як бачимо з таблиці, зниження рівня шуму за використання кубовидного щебеню досягає 12,5 %.

Вказані переваги надали можливість за п'ять років заощадити підприємству «Мінськблшляхбуд» 1,5 млн дол. США. Порівняльну вартість одного квадратного метра дорожнього полотна за різних способів оброблення з використанням матеріалів після конусних і щоккових дробарок і кубовидного щебеню після відцентрових дробарок виробництва ПП НПО «Центр» наведено в табл. 3.3. і 3.4.

**Таблиця 3.2. Рівень шуму від транспорту під час руху
через населені пункти**

Тип покриття	Рівень шуму, <i>d</i> (A)
1. Асфальтобетон	80
2. Поверхнєве оброблення щебенем фракції 5...20 мм (використання щоккових і конусних дробарок)	88
3. Поверхнєве оброблення емульсією кубовидного щебеню фракції 6,3...10 мм	77

**Таблиця 3.3. Порівняльна вартість одного квадратного метра
за поверхнєвого оброблення щебенем**

Матеріал на 1 м ²	Витрата		Економія	
	щебінь після конусних і щоккових дробарок	кубовидний щебінь після ударно- відцентрових дробарок	абсолютна	%
Щебінь, кг	20	8,5	11,5	57,5
Бітум, кг	1,2	0,77	0,43	35,8
Вартість, дол.	0,63	0,34	0,29	46

**Таблиця 3.4. Порівняльна вартість одного квадратного метра
за поверхнєвого оброблення емульсією**

Матеріал на 1 м ²	Витрата		Економія	
	щебінь після конусних і щоккових дробарок	кубовидний щебінь після ударно- відцентрових дробарок	абсолютна	%
Щебінь, кг	114	64	50	43,8
Бітум, кг	17,2	7,1	10,1	58,7
Мінеральний порошок, кг	24,8	0	24,8	100
Вартість, дол.	5,31	3,28	2,03	38,2

Технічні характеристики дробарок ПП НПО «Центр» для отримання кубовидного щебеню, які використовують на підприємствах Білорусії, Росії, України та Казахстану, наведено в дод. Б.

За оцінками об'єднання «Мінськoblшляхбуд» термін окупності ударно-відцентрованої дробарки становить один рік.

Технологічні схеми виробництва кубовидного щебеню. Огляд сучасних технологічних схем виробництва кубовидного щебеню наведено на рис. 3.4.

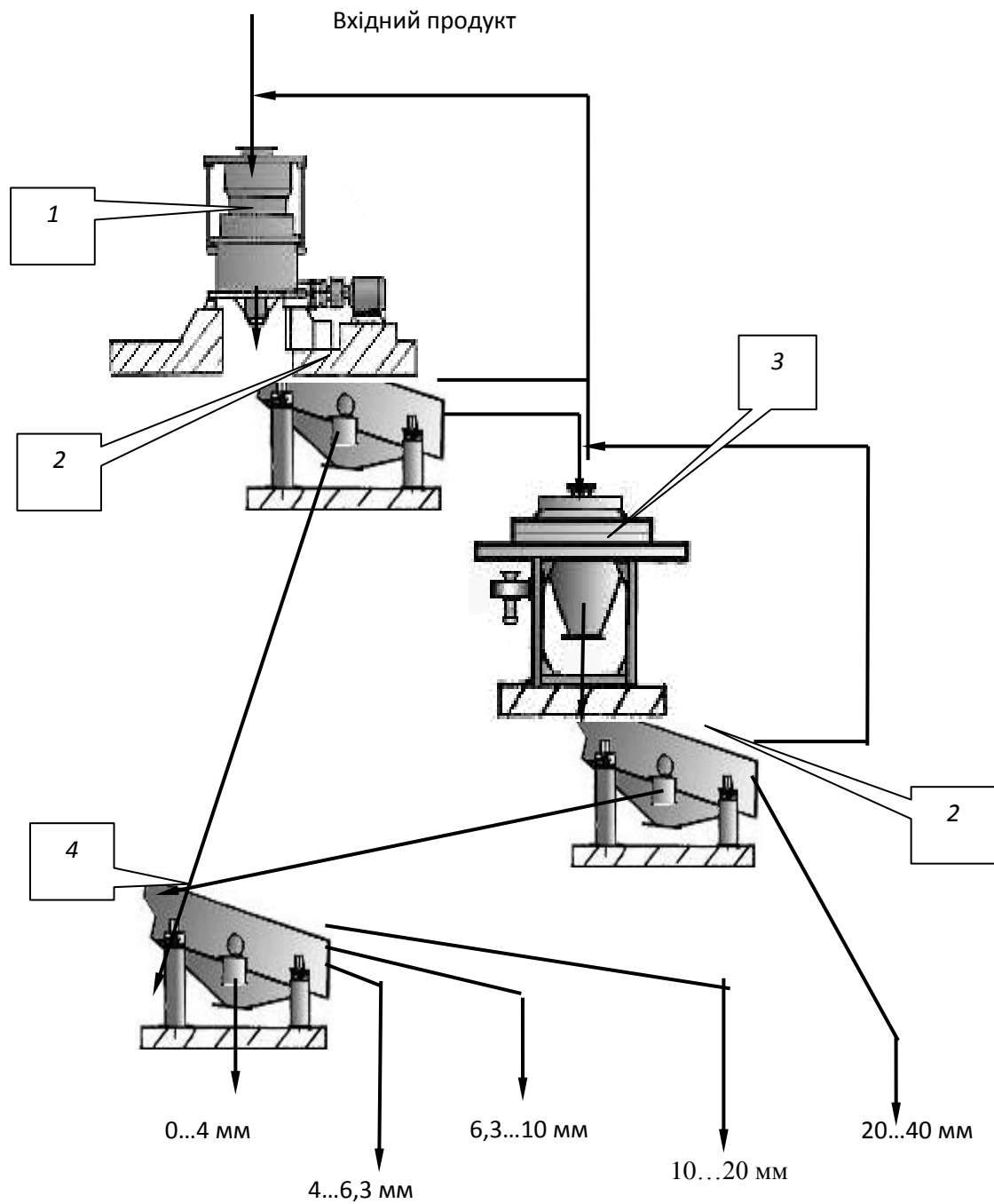


Рис. 3.4. Технологічна схема отримання кубовидного щебеню:
 1 — конусна дробарка; 2 — двоситовий грохот; 3 — відцентрова дробарка;
 4 — триситовий грохот

Повітряну гравітаційну класифікацію — технологію розділення продукту крупністю менше ніж 4 мм розглянуто на рис. 3.5.

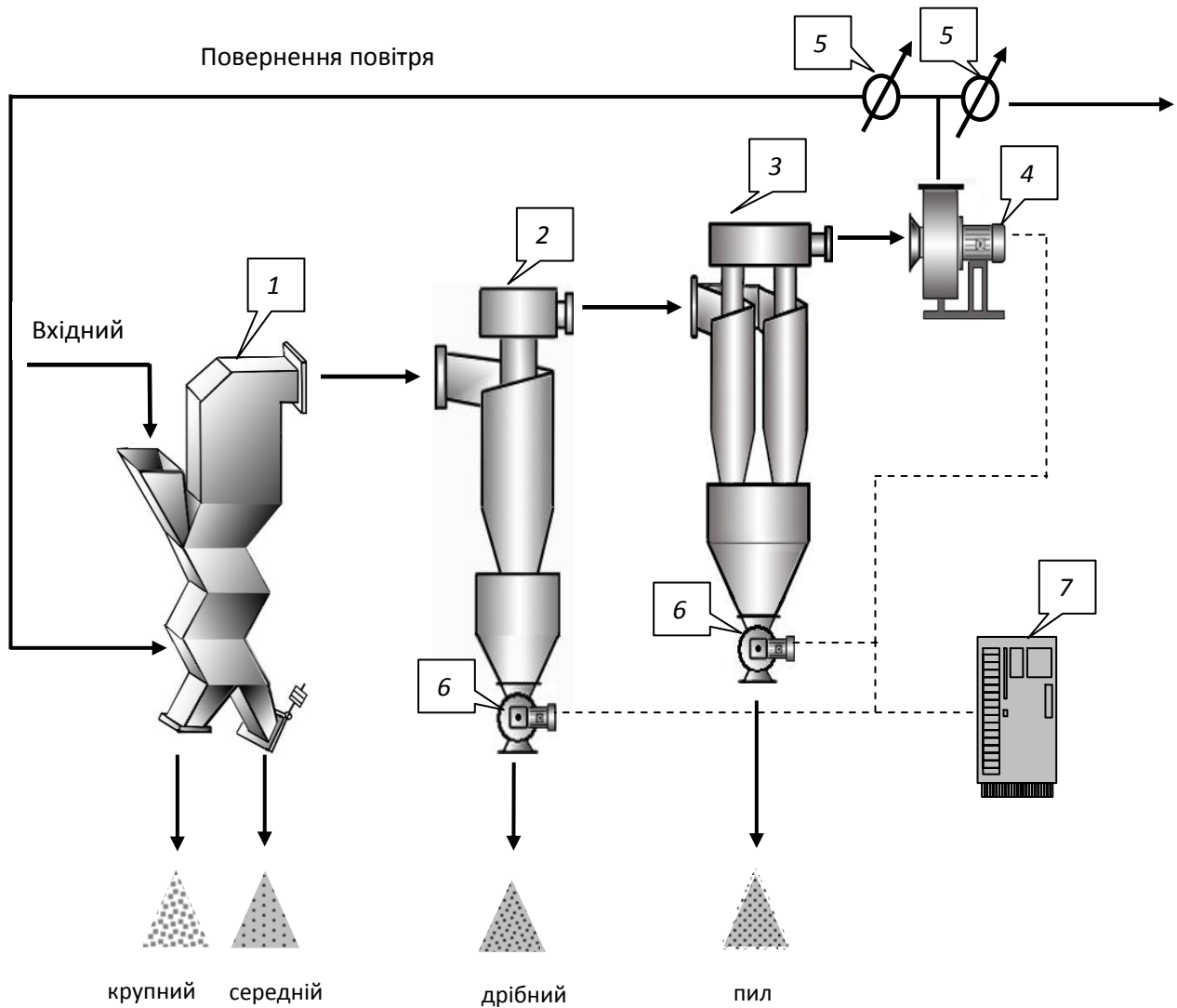


Рис. 3.5. Повітряна гравітаційна класифікація (розділення) продукту:
 1 — класифікатор каскадно-гравітаційний; 2 — циклон-розвантажувач;
 3 — циклон-відсаджувач; 4 — вентилятор; 5 — шибер;
 6 — шлюзовий живильник; 7 — пульт керування

3.7. Готова продукція дробильно-сортувальних заводів

Вітчизняний і зарубіжний досвід будівництва й експлуатації автомобільних доріг показує, що щебінь для асфальтобетонних сумішей верхніх шарів покриттів має бути таких фракцій: 5...10, 10...15, 15...20 мм. Із них порівняно просто підібрати потрібні суміші оптимального зернового складу.

Від 60-х рр. XX ст. у Німеччині й інших європейських країнах для влаштування верхніх шарів дорожнього покриття почали використовувати щебеневі мастильні асфальтобетонні суміші (ЩМА) з підвищеним умістом кубовидних зерен, які забезпечили більш високу міцність, довготривалість, економічність верхніх дорожніх покриттів і краще зчеплення шин із дорогою.

Високі показники внутрішнього тертя забезпечують щільні асфальтобетони типу А на основі дроблених кам'яних матеріалів і спеціальні багатощебеневі суміші ЩМА за ТУ 5718.030.01393697-99. Вони мають вищий вміст міцного фракціонованого щебеню (70...80 %) із поліпшеною (кубовидною) формою зерен, що утворює стійкий каркас. Підвищений вміст мінерального активованого порошку (8...15 %) і бітумного в'язучого (не менше 5,5 %) значно зменшує кількість порожнин в ущільненому шарі покриття.

Відповідно до ТУ-5718.030.01393697-99 було регламентовано суміші ЩМА-10, ЩМА-15 і ЩМА-20, призначені для влаштування верхніх шарів покриття товщиною 3...6 мм на основі щебеню крупністю до 10, 15 і 20 мм. Упровадження їх у практику будівництва автодоріг у два рази збільшило термін експлуатації й у стільки ж разів знизило витрати на їх утримання.

Щебінь має бути із добре вираженою шорсткістю природного відколу, тому перевагу надають гірським породам зернистої кристалічної структури, а також породам, здатним залишатися шорсткуватими за рахунок компонентів різної твердості згідно з ВСН 73-67.

Щебінь для виробництва бетону. Щебінь як заповнювач бетонів утворює твердий кістяк, збільшує його міцність і модуль деформації, зменшує повзучість, усадку, підвищує його довговічність, скорочує витрату цементу.

Дрібний заповнювач — пісок — впливає на реологічні властивості бетонної суміші, а саме в'язкість, граничне напруження зсуву бетону, а також на її щільність.

Форма зерен заповнювача безпосередньо впливає на зручність укладання бетонної суміші. Крім цього, щебінь із зернами плоскої (лещадної) або

голчастої форми має значно більшу пустотність, ніж щебінь із кубовидними зернами.

У зарубіжних стандартах форму зерен оцінюють за «індексом форми», тобто за середнім відношенням найбільшого й найменшого розмірів зерен проби. Таке оцінювання дає можливість робити висновки про форму усієї маси зерен щебеню.

Згідно зі стандартом у Бельгії NB № 329, 1962 щебінь поділяють на три категорії: звичайний, недодроблений та передроблений кубічної форми (табл. 3.5).

Таблиця 3.5. Категорії щебеню згідно зі стандартом NB № 329, 1962

Розмір фракцій, мм	Категорія щебенів		
	звичайний	недроблений	передроблений кубічної форми
8...16; 8...12; 12...16	0,275	0,39	0,45
16...22	0,275	0,425	0,485
22...4	0,35	0,425	
40...63	0,35		

Звичайний щебінь за стандартами України може мати зерна пласкої і голчастої форми, але до форми зерен щебеню більш високих категорій висувають досить жорсткі вимоги.

Міцність бетону зі збільшенням у щебені вмісту частинок лещадної форми (до 50 і 100 %) знижується зі зниженням об'ємної ваги бетону через недоуцільнення бетонної суміші.

Порівняльні фізико-механічні властивості щебеню різної лещадності наведено в табл. 3.6.

Таблиця 3.6. Фізико-механічні властивості щебеню різної лещадності

Властивості	Щебінь лещадний	Щебінь кубовидний
Уміст зерен лещадної і голчастої форми, %	89	0
Границя міцності під час стиснення у водонасиченому стані (у циліндрі), МПа	40...60	120
Дробимість у разі стиснення в циліндрі, %	15...2	2...5
Опір щебеню удару на копрі ПМ, МПа	41...152	120...370
Зношування в полочному барабані, %	18...29	15...20
Марка за морозостійкістю	25	300

Технології й устаткування для виробництва високоякісного щебеню.

Під час виробництва кубовидного щебеню слід враховувати, що форма зерен дробленого матеріалу характеризується текстурно-структурними особливостями вихідної гірської породи, залежить від використовуваного устаткування і технології переробки. Форма зерен щебеню залежить також від принципу роботи дробарного агрегату. Оптимальна ізометрична кубовидна форма утворюється в агрегатах ударної дії — молоткових, ударно-відцентрових і відбійно-відцентрових дробарках. Із агрегатів, що роздавлюють камінь (щоківі, валкові, стандартні конусні дробарки), отримують щебінь з високим умістом зерен лещадної і голчастої форми. Так, під час дроблення пісковиків у відбійно-відцентровій дробарці ОЦД-100 лещадні та голчасті зерна становлять 9...13 % у фракції 5...10 мм і всього 4,6...5,3 % — у фракції 10...20 мм, як щебінь з конусної дробарки СМ-561 містив відповідно 53...55 % і 39...50 % таких зерен. У гранітному щебені із дробарки ОЦД-100 лещадних і голчастих зерен було тільки 6 і 2 % відповідно, а в щебені з дробарки СМ-561 — відповідно 23 і 14 %, тобто у 4...7 разів більше.

Щоб отримати кубовидний щебінь застосовують спеціальні конусні дробарки або дробарки ударної дії. З їх допомогою можна отримати щебінь, зерена якого близькі за формою до кубовидних та іноді до котунів. Окрім того, вони дорогі в експлуатації й характеризуються підвищеним виходом відсіву дроблення. Деякого зниження вмісту зерен лещадної форми в щебені можна досягти, використовуючи стандартні конусні дробарки. Для цього потрібно, щоб під час роботи камера дроблення була повністю заповнена. У цьому разі здрібнювання відбувається не тільки між конусами дробарки, але й між зернами матеріалу, що перебувають у камері (дроблення «у шарі» або «у стиснутих умовах»). У такому разі наявні у вихідному матеріалі зерна лещадної форми, що утворюються в процесі дроблення, як механічно найбільш слабкі руйнуються. Для здійснення цього процесу дробарка має бути обладнана більш потужним електродвигуном, датчиком рівня матеріалу в камері дроблення, а також акумулювальним бункером з живильником.

Дані про застосування різних типів дробарних агрегатів для виробництва щебеню наведено у табл. 3.7. Проаналізувавши ці дані, можна зробити висновок, що для отримання кубовидного щебеню потрібно забезпечити багаторазовий вплив подрібнювального механізму на шматок породи, а руйнівна сила має діяти не на роздавлювання, а на зсув.

Грунтуючись на цих принципах, способи виробництва кубовидного щебеню можуть бути такими (табл. 3.7):

— використання стандартних конусних дробарок, що працюють «під завалом» у замкнутому циклі;

- використання роторних молоткових дробарок;
- використання роторних відцентрових дробарок;
- використання дробарок, що забезпечують багаторазовий зсувний вплив на породу;
- використання конусних віброінерційних дробарок.

Таблиця 3.7. Порівняльна характеристика різних технологій отримання кубовидного щебеню

Технологія	Стандартна конусна дробарка під завалом	Стандартна конусна дробарка під завалом у замкнутому циклі	Роторна молоткова дробарка	Роторна відцентрова дробарка	Конусна віброінерційна дробарка
Забезпечувана лещадність, %	25...40	15...30	10...20	5...15	10...15
Ступінь дроблення	2,5...4	3...5	4...6	2...3	4...10
Діапазон крупності живлення, мм	80	80	100	40...60	60...270
Діапазон крупності готового матеріалу, мм	25	20	20	20	15...60
Вихід відсіву (–5 мм)	низький	високий	високий	високий	середній
Питома металоємність	середня	висока	низька	низька	висока
Питома енергоємність	низька	середня	висока	середня	низька
Примітки	—	різко зростають транспортні потоки, зниження продуктивності дробарки щодо готового продукту	застосування тільки на маломіцних неабразивних матеріалах	вимагає порівняно дрібного живлення	ступінь дроблення можна регулювати без зупинки машини

У підсумку використання ударних і відбивних дробарок можна розглядати як додаткову операцію дроблення, призначену для виправлення форми зерен без суттєвого скорочення розмірів подрібнюваного матеріалу.

Відцентрові дробарки ударного типу з невеликими конструктивними відмінностями виготовляють за кордоном. Це російська асоціація «Урал-Центр», «Нові технології», ВАТ «Дробмаш». Іноземні виробники — фірма «Metso Minerals» (Фінляндія), KRUPP, MARTIN STECKERT, FORSTER, SPILLE (Німеччина) та ін. Дедалі більше в Росії використовують дробарки MetsoMinerals, Nakayama, Komatsu, WestphaliaandBraun, KruppFordertechnik та інших іноземних фірм.

Відцентрові дробарки-гранулятори можуть приймати максимальний кусок не більший за 60...70 мм (краще 40 мм) і виготовляти кубовидний щебінь фракції 5...20 мм із продуктивністю живлення до 200 т/год і виходом фракції менше 5 мм — 35...50 %.

Руйнування подрібнюваного матеріалу «у шарі» у конусних дробарках — це порівняно новий технологічний метод. Фахівцями «Механобр» розроблено нові зразки дезінтегровального вібраційного устаткування, що забезпечує примусове самоздрібнювання матеріалу усередині власного шару під впливом віброімпульсного стиснення з одночасним зрушенням за дозування сили впливу на шар матеріалу відповідно до величини границі міцності дефектних поверхонь його структури. Реалізація таких принципів раціонального руйнування здійснюється в конусних інерційних дробарках (КІД) і вібраційних шокових дробарках (ВШД).

3.8. Особливості обрання технологічних схем дробильно-сортувальних заводів

Завантаження дробарок на різних стадіях дроблення. Під час дроблення живлення часто змінюється. Це важливий чинник, який потрібно брати до уваги, проектуючи процес дроблення. На стадії первинного дроблення від дрібних фракцій до дуже великих живлення дробарки змінюється навіть на одному кар'єрі, у результаті чого продуктивність первинної стадії нестабільна в часі. Для успішного й безперервного дроблення важливо, щоб наступні дробарки були максимально заповненими під час роботи. Це можливо, якщо зовнішній вплив, зумовлений різними розмірами кусків у живленні, буде керованим. На практиці рівномірність живлення кінцевої дробарки забезпечують за рахунок штабелів, грохотів, силосів, буферів і автоматизації процесу, що дає можливість отримати продукт однорідної якості. Як основне правило, ланцюжок дроблення має бути розраховано так, щоб дробарка останньої стадії дроблення була постійно завантажена на 100 %. Цього можна досягти, якщо дробарка другої стадії завантажена на 80 %, а дробарка першої стадії — на 70 %. Це дає певний запас

продуктивності на перших стадіях дроблення для подолання збоїв живлення, зумовлених змінами в живленні.

Вплив гранулометричного складу живлення. Дуже важливо обрати правильний розмір завантажувального отвору дробарки залежно від розміру кусків у живленні на кожній стадії. Це гарантує безперервне й економічне дроблення, оскільки:

- зменшуються затримки живлення у разі засмічення живильного отвору;
- покращуються умови експлуатації футеровки порівняно з дробарками стискання;
- термін експлуатації роторів вібраційних дробарок ударної дії більш тривалий.

Гранулометричний склад живлення дробарки впливає на її працездатність, гранулометричний склад і форму кінцевого продукту.

Приклади технологічних схем дроблення. Основи проектування ДСЗ показані на прикладах найпоширеніших нині типових технологічних схем. Наведені схеми типові, їх коригують залежно від конкретних виробничих умов. Вибір дробарок також залежить від конкретних умов використання.

Приклад 1. Тристадійна схема дроблення (рис. 3.6).

Мета-максимізація продуктивності. Головна фракція готової продукції 10...20 мм, продуктивність 350 т/год.

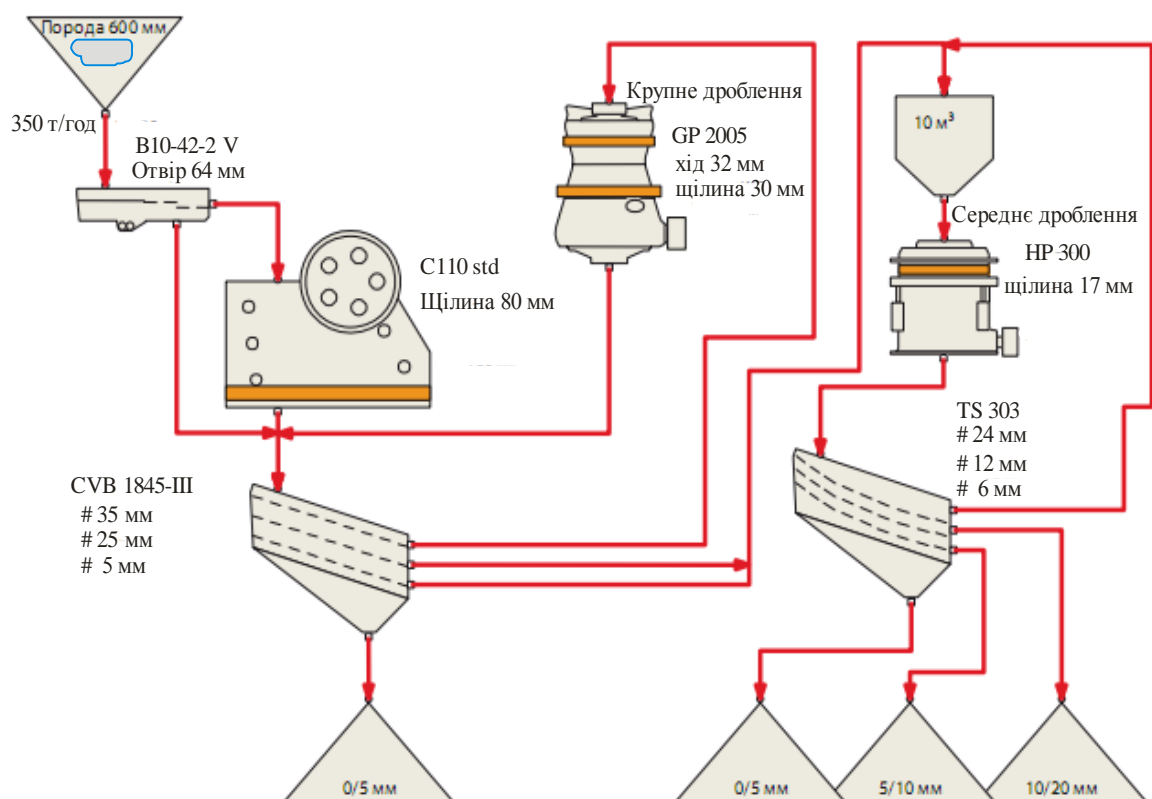


Рис. 3.6. Технологічна схема дробильно-сортувального заводу

Приклад 2. Тристадійна технологічна схема (рис. 3.7).

Мета-максимальна якість готової продукції продуктивністю 200 т/год.

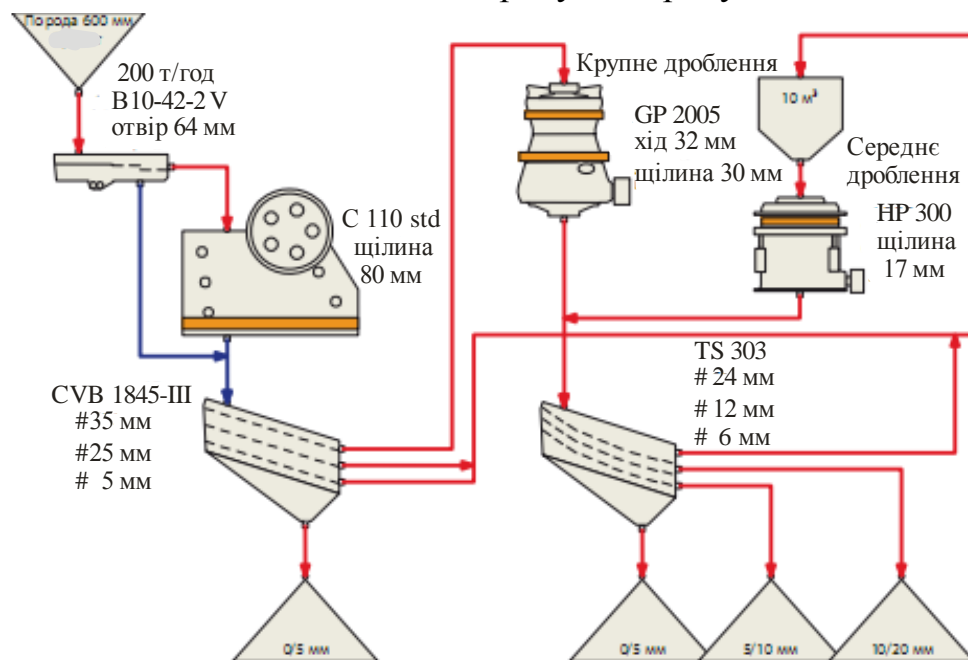


Рис. 3.7. Тристадійна технологічна схема для отримання максимальної якості готової продукції

Приклад 3. Тристадійна схема ДСЗ зі змішуванням продукту другої і третьої стадії продуктивністю 300 т/год (рис. 3.8).

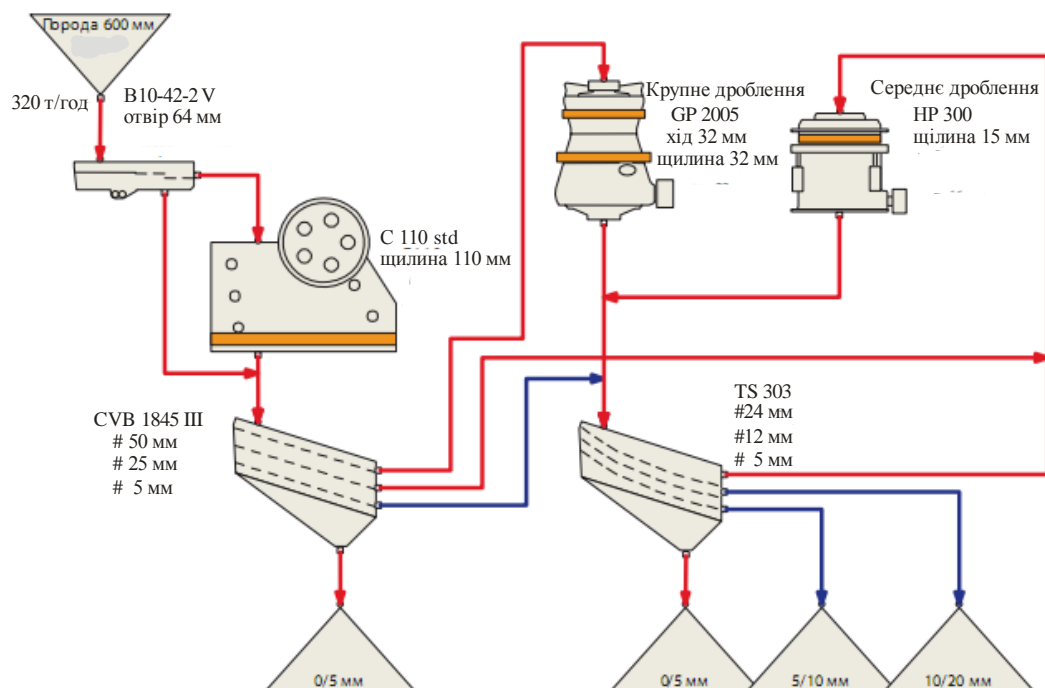


Рис. 3.8. Тристадійна схема ДСЗ зі змішуванням продукту другої і третьої стадій

Приклад 4. Технологічна схема виробництва заповнювача для бетону продуктивністю 300 т/год (рис. 3.9).

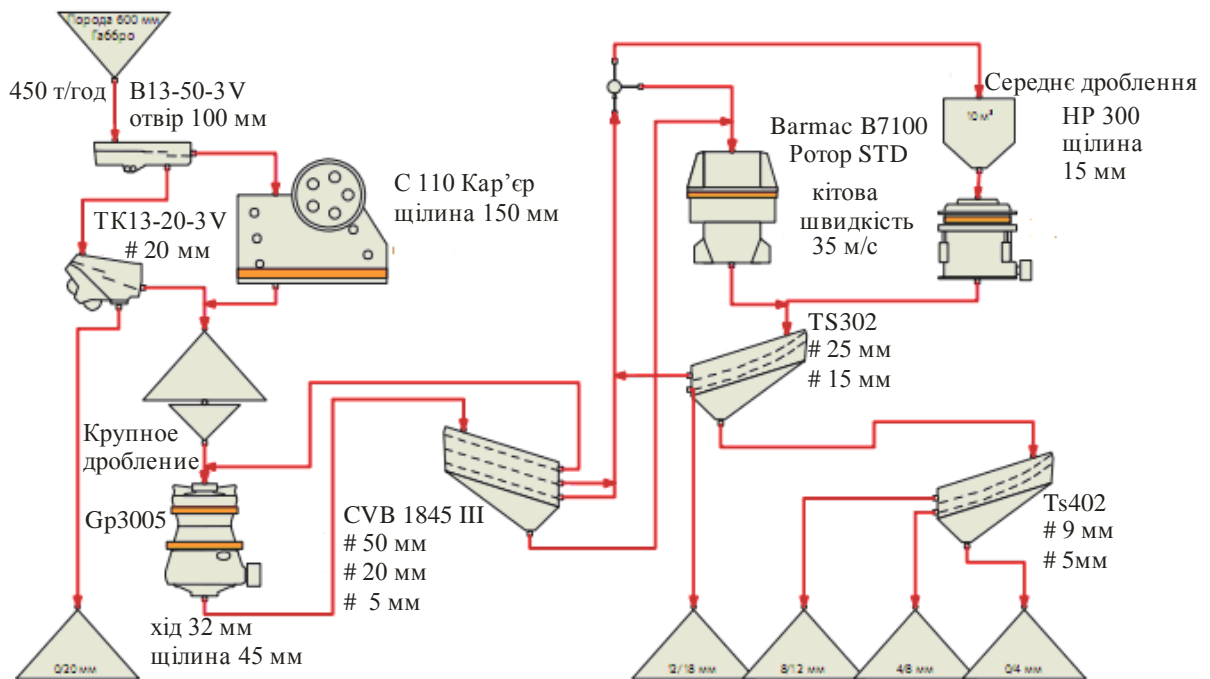


Рис. 3.9. Технологічна схема виробництва заповнювача для бетону

Дробарка другої стадії працює у замкненому контурі з грохотом, що дає змогу калібрувати живлення третьої дробарки до потрібного максимального розміру.

Силос об'ємом 10 м³ забезпечує живлення під завалом для конусної дробарки третьої стадії дроблення.

Проміжний штабель під першою дробаркою забезпечує поточний режим роботи, тобто не потрібно зупиняти роботу другої і третьої дробарок у разі аварійної зупинки першої дробарки.

Приклад 5. Виробництво заповнювачів загального призначення з вапняків продуктивністю 400 т/год (рис. 3.10).

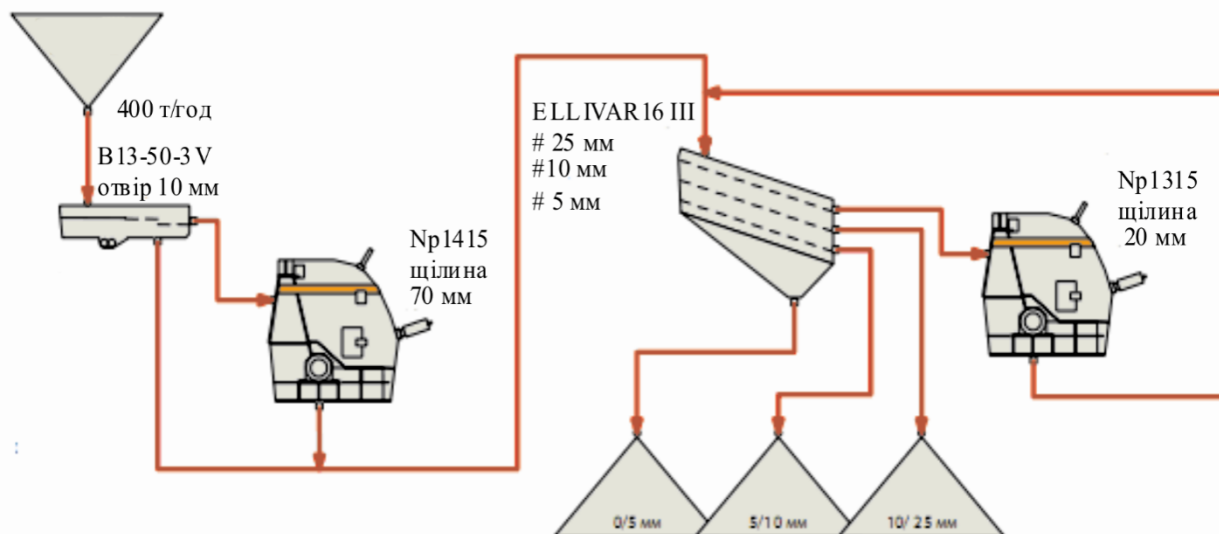


Рис. 3.10. Виробництво заповнювачів загального призначення з вапняків

Мобільні установки дроблення й грохочення. Мобільне дробарне устаткування може не тільки замінити стаціонарні системи, але й усунути потребу у самоскидах і знизити потреби в робочій силі. Мобільні дробарні установки працюють у кар'єрах протягом останніх 20 р. Первинні стаціонарні дробарки розміщують на одному місці, часто віддалік від вибою кар'єру або шахти й живляться рудою (породою), транспортованою самоскидами. Однією з проблем за такого підходу є вартість транспортування, що може становити більше половини всіх витрат (буріння, руйнування вибухом, навантаження, дроблення тощо). Використовуючи мобільне дробарне устаткування, можна вирішити цю проблему. Основна перевага мобільної первинної дробарної установки полягає в тому, що вона максимально збільшує продуктивність і знижує експлуатаційні витрати, одночасно підвищуючи безпеку та знижуючи вплив на навколишнє середовище.

Основні вузли мобільної дробарної установки (рис. 3.11) ті самі, що й у стаціонарної (щогова або ударна дробарка, силовий агрегат, вібраційний колосниковий живильник, що заповнює бункер), але з додатковими перевагами, забезпечуваними повною мобільністю, наприклад, можливістю встановлювати мобільну дробарку на ухилі не більше 1:10. Технологію отримання заповнювачів за допомогою мобільних дробарок продуктивністю 200 т/год наведено на рис. 3.11.

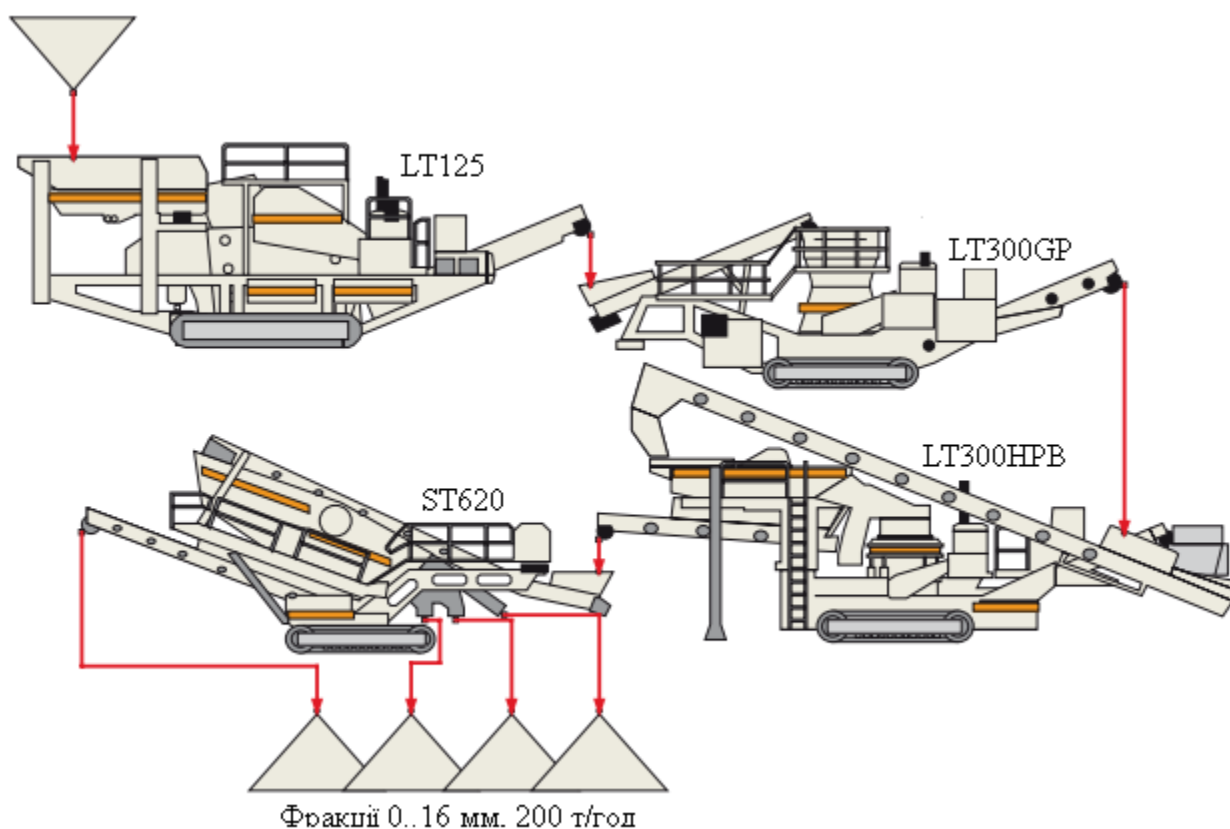


Рис. 3.11. Технологія отримання заповнювачів за допомогою мобільних дробарок

Мобільні дробарні установки «Lokotrack» від «Metso Minerals» можуть поєднувати дві, три й навіть чотири стадії дроблення й просіювання. Технологія SmartScreen™ забезпечує оптимальні та стабільні результати просіювання. «Metso Minerals» — перший виробник, що впровадив революційну технологію SmartScreen™ на мобільних грохотах останнього покоління (Lokotrack ST171, ST348, ST352 і ST358). За допомогою інтелектуального контролера система SmartScreen™ автоматично контролює та керує установкою для досягнення оптимальних і стабільних результатів просіювання. Технологія SmartScreen™ також надає можливість пов'язати мобільні установки дроблення та просіювання за допомогою інтелектуальної системи керування. Особливість дробарних установок на шасі полягає в можливості встановлення у безпосередній близькості від робочого вибою; потім її можна перемістити, наприклад на час підривних робіт, своїм ходом за 20 хв.

Використання самоскидів може бути неефективним, особливо беручи до уваги те, що найбільші машини витрачають до 60 % енергії для переміщення власної ваги, залишаючи тільки 40 % на переміщення вантажу. Якщо врахувати також, що самоскид рухається порожнім половину робочого часу, — неефективність використання автотранспорту очевидна.

Конвеєри більш економічні, ніж автотранспорт (із 80 % ефективності), і немає обмежень щодо довжини (довжина понад 30 км не виняток на відкритих розробках). Зазвичай вони працюють на більш коротких дистанціях (конвеєрну систему «Lokolink Belt Conveying System» будують з 42-метрових секцій), ніж стаціонарні конвеєри та містять меншу кількість деталей, а отже, потребують менше запчастин, ніж кар'єрні самоскиди.

Основна перевага їх застосування полягає у здатності до швидкого переміщення за рахунок конвеєра «Lokolink», що зв'язує головний конвеєр із рухомою дробильною установкою «Lokotrack». Така здатність до швидкого переміщення зменшує час простоїв під час підривних робіт і переміщення вибою у кар'єрі, що забезпечує економію понад 30 %.

Економія порівняно з використанням автотранспорту ще більша, оскільки для живлення дробарки можна використовувати екскаватори або колісні навантажувачі менших розмірів (для завантаження більш придатні дробарки, ніж самоскиди); витрати на зарплату також знижуються, оскільки зникає потреба у штаті водіїв самоскидів. Один оператор екскаватора або колісного навантажувача може керувати всією операцією дроблення. Також значно знижується витрата палива й потреба у будівництві й обслуговуванні відкатних автодоріг, що є додатковою й постійною статтею витрат за того самого терміну служби, що й для стаціонарних систем (перші установки LT160 пропрацювали більше 65 тис. год протягом понад 10 р.).

Використання мобільних систем також має значні переваги з погляду екологічної безпеки: знижується шумове забруднення, вібрація та шкідливі викиди, оскільки автотранспорту немає, заощаджується паливо, а через відсутність дорожнього руху можна уникнути численних аварійних ситуацій.

Мобільні системи не можуть повністю замінити стаціонарні установки. На кар'єрах високої продуктивності (> 500 тис. т/р.) і постійного невеликого радіуса стаціонарні установки себе виправдовують, але за невеликих обсягів мобільні агрегати мають перевагу, оскільки можуть переміщуватися та створювати штабелі складування.

На шахтах застосування первинної дробарки, використовуваної для живлення відкотної конвеєрної системи, також стає визнаним технологічним рішенням. Коли така практика стане загальноприйнятною, промисловість перейде до використання мобільних установок для другої й третьої стадій дроблення. Великобританія вже перебуває на вищому щаблі розвитку, США наразі трохи поступається позиціями. Від початку виробництва (сер. 70-х рр.) дробарних установок компанія «Metso Minerals» продала їх більше 3 тис. в усьому світі. Застосування системи «Lokotrack» — «Lokolink» (польовий конвеєр) для транспортування матеріалу на кар'єрі у Великобританії для

клієнта, фірми «Татма», було економнішим більше ніж на 50 % порівняно з колишньою схемою транспортування автомобілями.

Оптимізація технологічних схем переробки. На сучасному ДСЗ зазвичай використовують тристадійне дроблення, для отримання максимальної кількості продукту фракції 0...16 мм без особливих вимог до якості. При цьому може бути застосовано процес, який розглянуто на рис. 3.12. Продуктивність виробництва продукту фракцією 0...16 мм може змінюватися від 210 т/год до 320 т/год залежно від робочих параметрів дробарок і грохотів, включених у процес. Найнижчу продуктивність отримують за великої ширини розвантажувальної щілини дробарок, оскільки це сприяє рециркуляції на третій стадії.

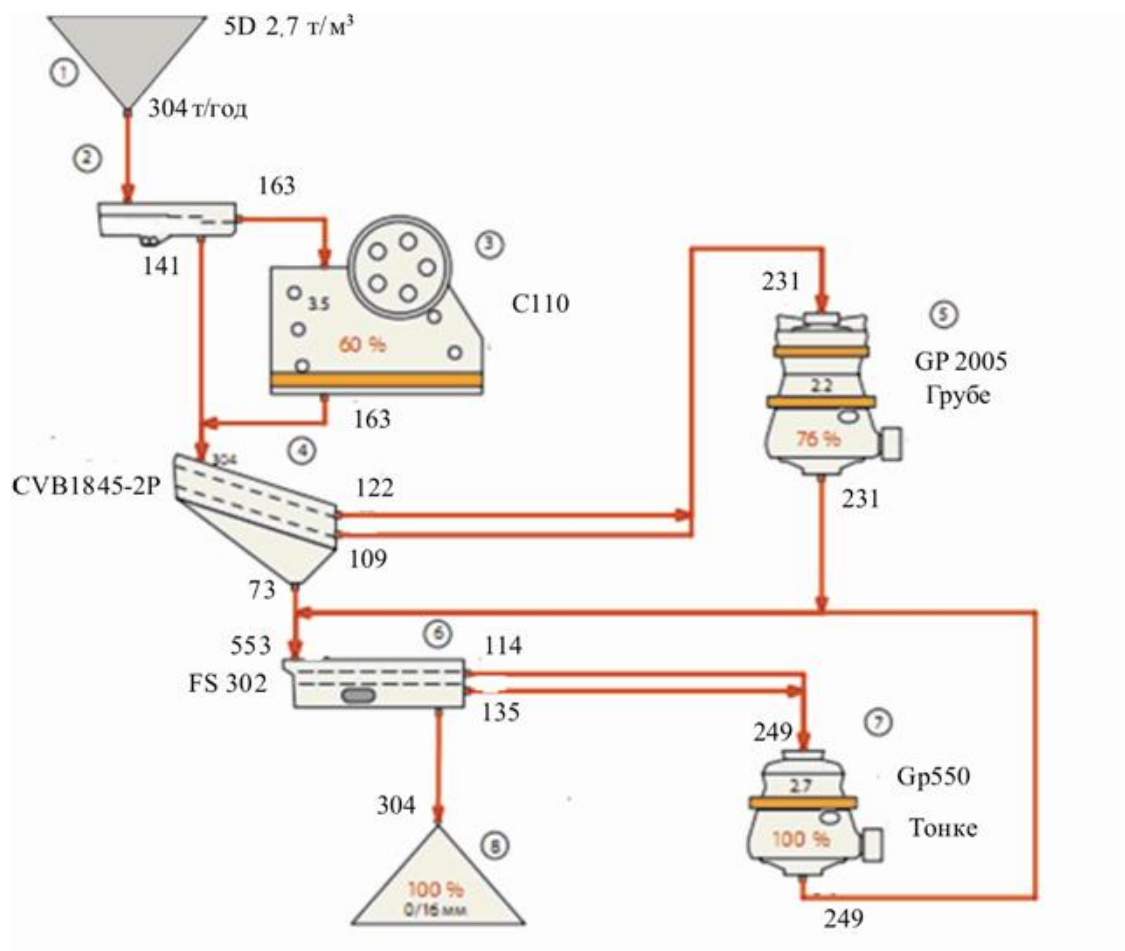


Рис. 3.12. Тристадійна схема ДСЗ із можливістю зміни продуктивності від 210 до 320 т/год

Найбільшої продуктивності досягають зменшенням ширини вихідної щілини дробарок, оскільки рециркуляція зменшується, просіювання

оптимізується, а ширина щілини відповідає максимальному виходу фракції 0...16 мм.

У бункер надходить граніт щільністю $2,7 \text{ кг/м}^3$, який потім падає на грохот-живильник В13-44-2V з отворами 100 мм, де розділяється на верхній продукт розміром понад 100 мм продуктивністю 163 т/год і нижній — розміром менш ніж 100 мм і продуктивністю до 141 т/год. Завантаження грохота-живильника В13-44-2V становить 47 %. Верхній продукт надходить на дробарку С 110, яку встановлено на першій стадії. Завантаження дробарки С 110 становить 60 %. Розмір вихідної щілини дробарки становить 100 мм і відповідає розміру отвору першого грохота-живильника. Витрати енергії на першій стадії дроблення $E_1 = 0,58 \times (130 - 30) + 30 = 88 \text{ кВт}$. Виходи верхнього продукту після першої дробарки та нижнього продукту з першого грохота-живильника об'єднуються і надходять на двоситовий грохот CVB 1845-2P. Отвори верхнього сита мають розмір 80 мм і матеріал проходить крізь верхнє сито з ефективністю 88 %. Отвори нижнього сита — 20 мм, а ефективність — 95 %.

Надрешітні продукти другого грохота об'єднуються і надходять на конусну інерційну дробарку GP 2005 для грубого дроблення. Завантаження дробарки GP 2005 досягає 76 %. Ширина вихідного отвору другої дробарки — 43 мм, за інерційного ходу — 25 мм. Витрати енергії на другій стадії дроблення $E_2 = 0,74 \times (90 - 20) + 20 = 71,8 \text{ кВт}$.

Підрешітний продукт другого грохота, об'єднавшись з виходом конусної дробарки другої стадії і виходом дробарки третьої стадії надходить на грохот FS 302 третьої стадії. Цей грохот також двоситовий. Отвори верхнього сита — 35 мм забезпечують проходження матеріалу з ефективністю 96 %. Нижнє сито має розмір отворів 18 мм і забезпечує ефективність проходження матеріалу на 90 %. Підрешітний продукт третього грохота розміром 0...16 мм надходить на конусний склад готової продукції. Підрешітний продукт верхнього сита та надрешітний продукт нижнього сита об'єднується і надходить на конусну інерційну дробарку GP 550. Хід конуса 32 мм, розмір вихідного отвору 15 мм, завантаження 249 т/год, що наближається до 100 %. На третій стадії дроблення організовано замкнутий цикл на дробарці GP 550. Організація замкнутого циклу забезпечує покращення якості готової продукції.

За економічними показниками в разі зміни продуктивності, як бачимо з табл. 3.8, варіант 1 — найгірший, а варіант 5 — найкращий. Так, інвестувавши 9 %, можна досягти підвищення прибутку від продажів продукту до 53 %, тобто оптимізація окупається.

Таблиця 3.8. Економічні показники варіантів технологічної схеми ДСЗ

Показники	Варіант 1	Варіант 2	Варіант 3	Варіант 4	Варіант 5
Прибуток					
Продуктивність за фракцією 0...16 мм, т/год	210	302	307	313	321
Ціна продажу заповнювача, євро/т	3	3	3	3	3
Річна продуктивність, т/р.	33600	483200	491200	500800	513600
Річний обсяг продажу, млн євро/р.	1,008	1,4496	1,4736	1,5024	1,5408
Різниця щодо варіанта 1, %	0	44	46	49	53
Падіння ринкової вартості та інтерес, євро	240000	240000	240000	240000	240000
Загальна потужність дробарок, квт	279	362	382	378	389
Річне споживання енергії, кВт×год	446400	579200	611200	604800	622400
Річні витрати на електроенергію, 0,15 євро за кВт×год	66960	86880	91680	90720	93360
Річні витрати на запчастини, євро	56246	72979	77011	76205	78422
Інші витрати, євро	91200	91200	91200	91200	91200
Загальні річні витрати (буріння і навантаження не враховано), євро	454406	491059	499891	498125	502982
Різниця щодо варіанта 1, %	0	8	10	10	11

3.9. Пластинчасті живильники

Живильники призначені для подачі вхідного матеріалу, повернення до технологічної лінії і живлення з керуванням за якістю для сипких матеріалів під час переробки корисних копалин і у виробництві заповнювачів для бетону.

Широкий діапазон типів і моделей передбачає вибір найпридатнішого живильника для конкретних виробничих умов. Основні характеристики і сфери застосування живильників наведено у табл. 3.9.

Таблиця 3.9. Основні характеристики та сфери застосування живильників

Живильники Характеристики	Пластинчастий	Вібраційний
Діапазон продуктивності	до 10000 т/год	до 2000 т/год
Максимальний розмір куска	до 50 % ширини ланцюга	до 80 % ширини столу
Основні сфери застосування	<ul style="list-style-type: none"> – для роботи у важкому режимі; – для подачі сировини; – для повернення на переробку великих кусків 	<ul style="list-style-type: none"> – для роботи у важкому режимі; – для живлення дробарок першої стадії; – для повернення на переробку негабаритних кусків
Переваги	<ul style="list-style-type: none"> – висока ударна міцність; – ефективне керування потоком; – можливість піднімання матеріалу; – змінна довжина; – можливість переробки глинистих матеріалів із високим умістом вологи 	<ul style="list-style-type: none"> – висока безпечність; – попереднє відокремлення дрібних фракцій; – простота обслуговування; – ефективність керування потоком; – низька вартість
Недоліки	<ul style="list-style-type: none"> – велика вартість; – погане ущільнення, потребує додаткових очищувачів; – не виконує сортування або відсіву дрібних фракцій 	<ul style="list-style-type: none"> – неможливість піднімання матеріалу; – обмежена довжина; – велика встановлена потужність; – погіршення працездатності та зупинка за наявності глинистих порід

Живильники вібраційні (рис. 3.13) призначені для крупногабаритного матеріалу та живлення дробарок першої стадії дроблення.

У разі обладнання колосниковими секціями живильники можуть також відбирати дрібні фракції для розвантаження першої дробарки. Це знижує енергетичні витрати на дроблення і підвищує ресурс роботи дробарок. Надійні й універсальні, вони менш вартісні, ніж пластинчасті живильники. Продуктивність вібраційних живильників — 25...1500 т/год (15...1000 м³/год).

Пластинчасті живильники можуть працювати із сухими, вологими або липкими матеріалами в забруднених або корозійно активних середовищах.

Компанія «Metso Minerals» випускає живильники, придатні для живлення й подачі матеріалів для шахт, кар'єрів і на різних промислових об'єктах (рис. 3.14).



Рис. 3.13. Живильник вібраційний



Рис. 3.14. Схема та загальний вигляд пластинчастого живильника

Продуктивність за живленням залежить від ширини живильника, висоти прошарку матеріалу, швидкості конвеєра, фізико-механічних властивостей, розміру матеріалу та коефіцієнта заповнення:

$$T = 60 \cdot B \cdot D \cdot \gamma_a \cdot V \cdot K_z,$$

де T — продуктивність за живленням, т/год;

B — ширина бункера, м;

D — висота прошарку транспортованого матеріалу, м;

γ_a — насипна щільність, т/м³;

V — швидкість конвеєра, м/хв;

K_z — коефіцієнт заповнення, в.о.

Зусилля опору руху конвеєра пластинчастого живильника:

$$Pt = P_1 + P_2 + P_3 + P_4,$$

де P_t — сумарне зусилля, Н;

P_1 — зусилля опору за тертя у роликах, Н;

P_2 — зусилля опору за тертя матеріалу бункером, Н;

P_3 — зусилля опору за тертя між рухомим і нерухомим матеріалом, Н;

P_4 — зусилля опору за потреби підйому матеріалу, Н.

Розмірний ряд деяких параметрів пластинчастих живильників наведено у табл. 3.10.

Таблиця 3.10. Розмірний ряд параметрів пластинчастих живильників

Швид- кість ланцюга, м/хв	Ширина ланцюга, мм							
	750		1000		1200		1500	
	масова продук- тивність, т/год*	об'ємна продук- тивність, м³/год	масова продук- тивність, т/год*	об'ємна продук- тивність, м³/год	масова продук- тивність, т/год*	об'ємна продук- тивність, м³/год	масова продук- тивність, т/год*	об'ємна продук- тивність, м³/год
3	64	40	107	67	150	93	240	150
5	107	67	178	111	248	155	400	250
7	150	93	248	155	350	218	560	350
9	192	120	320	200	448	280	720	—
11	235	147	390	244	550	343	880	550

* Завжди беруть матеріал із насипною щільністю 1,6 т/м³.

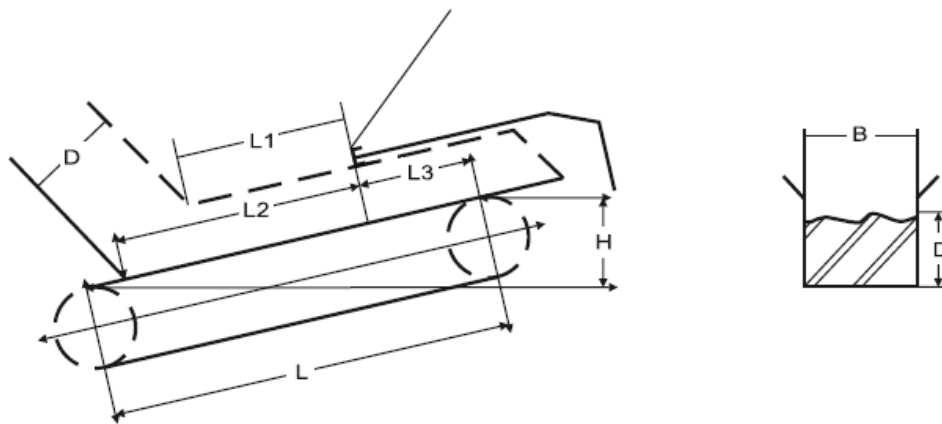


Рис. 3.15. Схема до розрахунку потужності живильника

$$P_1 = f(B \cdot L_2 \cdot L_3 \cdot \gamma_a + B \cdot D \cdot L_3 \cdot \gamma_a + M);$$

$$P_2 = F_s \cdot L;$$

$$P_3 = B(L_2 + L_3)(L_2 - L_1)\gamma_a \cdot S_f;$$

$$P_4 = 1000\gamma_a \cdot B \cdot D \cdot H,$$

де $B, D, H, L, L_1, L_2, L_3$ — розміри згідно з розрахунковою схемою (рис. 3.15), м;

f — коефіцієнт тертя для роликів (0,1— для живильників із панелями з марганцевої сталі, 0,14— для інших живильників), в.о.;

γ_a — об'ємна щільність матеріалу, т/м³;

M — маса рухомих компонентів, т;

F_s — опір через тертя матеріалу з бункером на метр живильника (табл. 3.11), Н/м;

S_f — коефіцієнт зсуву або поправковий коефіцієнт, що враховує зміну типу матеріалу, вологість, максимальний розмір кусків, в.о.

Для більш точного визначення потрібної потужності беруть $S_f = 1,0$.

Примітка. Для великогабаритних валунів матеріалу й відкритих бункерів приймають $L_3 = 0$ і $L_1 = 1/3 L_2$, де L_2 — довжина відкосу матеріалу в бункері живильника (рис. 3.16).

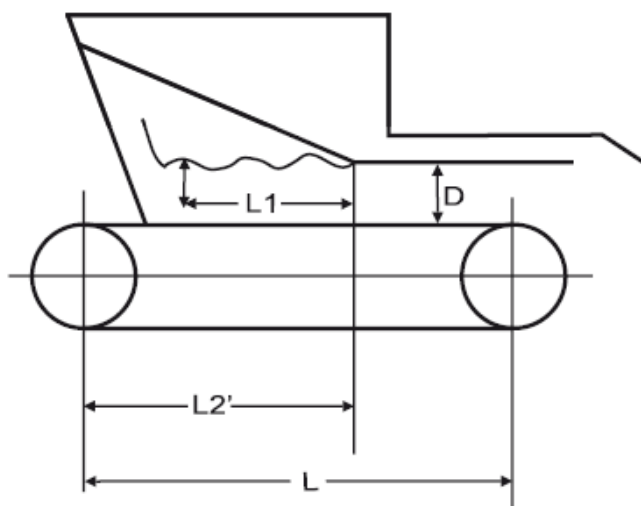


Рис. 3.16. Схема до визначення довжини відкосу матеріалу в бункері живильника

Таблиця 3.11. Опір через тертя матеріалу з бункером на метр живильника

Висота прошарку, D , мм	Об'ємна щільність матеріалу, γ_a , т/м ³			
	0,80	1,20	1,60	2,4
0,30	7,5	12,0	16,5	24,0
0,45	18,0	27,0	35,5	53,5
0,60	32,5	49,0	65,5	98,0
0,75	50,5	76,0	101,0	152,0
0,90	71,0	107,0	143,0	214,0
1,00	98,0	147,0	196,0	294,0
1,20	128,0	192,0	256,0	383,0
1,40	165,0	248,0	330,0	495,0
1,50	198,0	297,0	397,0	595,0
1,80	287,0	431,0	575,0	862,0

Потужність для подолання зусилля P_t :

$$N = P_t \cdot V \cdot K_m,$$

де N — потрібна потужність, Вт;

V — швидкість конвеєра, м/с;

K_m — коефіцієнт механічних втрат, в.о.

Продуктивність вібраційного живильника, м³/год:

$$Q = 3600 \cdot \varphi_1 \cdot \varphi_2 \cdot V \cdot L \cdot H,$$

де φ_1 — коефіцієнт розміру, $\varphi_1 = 1$ для піску; $\varphi_1 = 0,8 \dots 0,9$ для дробленого каменю;

φ_2 — коефіцієнт вологості $\varphi_2 = 1$ для сухого матеріалу; $\varphi_2 = 0,8$ для вологого матеріалу; $\varphi_2 = 0,6$ для глинистих матеріалів, в.о.;

L — ширина столу, м;

H — висота шару матеріалу на столі, що залежить від способу завантаження і розміру матеріалу. Вона не може бути більшою за $H \leq 0,5L$ для великих кусків; $H \leq 0,3L$ для дробленого каміння; $H \leq 0,2L$ для піску та дрібного каменю, м;

V — швидкість потоку матеріалу на вібраційній плиті (рис. 3.17) залежно від швидкості обертання (об./хв) і амплітуди, м/с.

Амплітуду коливань вібраційних живильників можна регулювати від 3 до 7 мм, замінюючи ексцентрикові вантажі.

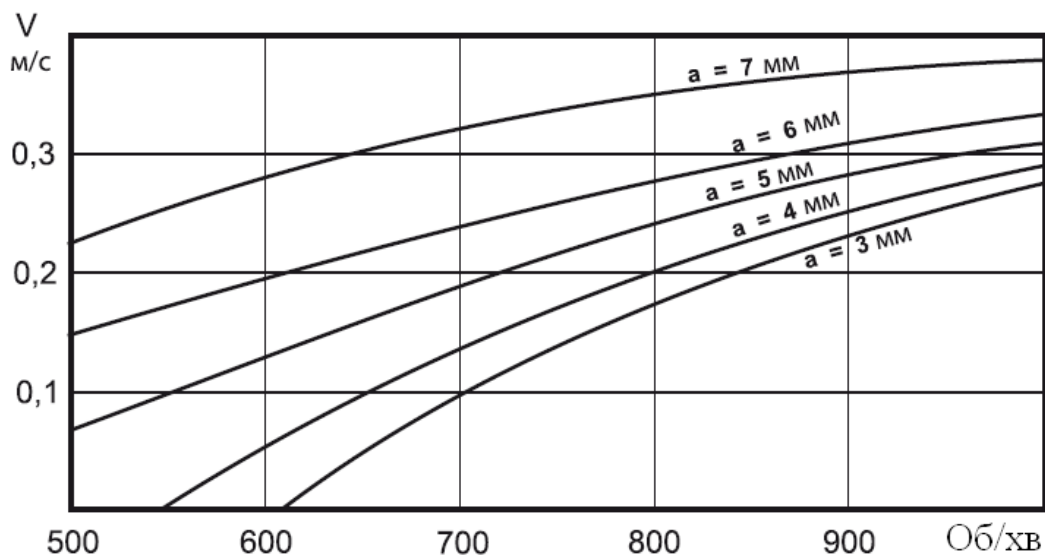


Рис. 3.17. Залежність швидкості потоку матеріалу на вібраційній плиті від швидкості обертання V (об./хв) і амплітуди A (мм) вібрацій

Примітка. Значення амплітуди коливань відповідає половині переміщення. Для похилого столу напрямлена вниз швидкість буде зростати (рис. 3.17) у такій пропорції: за $\alpha = 5^\circ$ швидкість слід помножити на 1,3, за $\alpha = 10^\circ$ — на 1.6.



Контрольні запитання

1. Які є види продукції ДСЗ?
2. Що таке частковий та загальний ступінь подрібнення?
3. Умови вибору потрібної і достатньої кількості стадій подрібнення ДСЗ?
4. У скільки разів змінюється термін служби доріг, побудованих на кубовидному щебені порівняно з покриттям на щебені голчастої і пластинчастої форми?
5. Які дробарки забезпечують зниження вмісту лещадних зерен у дробленому щебені до вимог стандартів?
6. Чим відрізняється штабельний естакадно-траншейний склад від штабельно-кільцевого?
7. Які основні вимоги до щебеню вищого ґатунку?
8. Яким документом нормовано метод визначення вмісту пластинчастих зерен у щебені?

РОЗДІЛ 4

ГРОХОЧЕННЯ БУДІВЕЛЬНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД

4.1. Призначення процесу розділення за крупністю

Гірська маса, в якій наявні корисні копалини, з кар'єру надходить на ДСЗ або на збагачувальну фабрику. Цю багатокомпонентну гірничу масу розділяють на окремі класи крупності грохоченням або гідравлічною (пневматичною) класифікацією.

Просіювання(ситова класифікація) — процес розділення сипучих матеріалів на класи за крупністю просіюванням через одне або декілька сит.

Просіювання широко використовують на гірничо-збагачувальних фабриках як:

- **основну операцію** для виділення класів, що є готовими продуктами, наприклад, у разі сортування вугілля, руди;
- **підготовчу операцію** для розділення матеріалу на класи, що надходить на технологічні операції збагачення, наприклад, перед відсадженням, магнітною сепарацією;
- **допоміжну операцію**, пов'язану з подрібненням, для виділення готового матеріалу перед подачею на дробарки і для контролю крупності продукту подрібнення;
- **операцію зневоднення** для видалення кускових і зернистих матеріалів із пульпи.

Грохочення — процес розділення сипучих матеріалів на класи за крупністю просіюванням крізь одне або декілька послідовно встановлених сит.

Матеріал, що надходить на перший грохот, називають **вхідним матеріалом (вхідним продуктом)**. Зерна матеріалу, розмір яких більший за розмір отворів сит грохота, залишаються на його поверхні. Матеріал, що залишився на поверхні сита, називають **надрешітним**. Зерна, розмір яких менший за розмір отворів сита, проходять крізь отвори сита. Цю частину гірської маси називають **підрешітним продуктом (вихідний продукт грохота)**.

Розмір продукту — отвір сита лабораторного грохота, через яке проходить продукт, що підлягає тестуванню.

Еквівалентний отвір — отвір сита вібраційного грохота, за допомогою якого досягають заданого розміру продукту. Еквівалентний отвір більший за розмір продукту.

Вібраційне просіювання — процес, за якого частинки більшого розміру піднімаються вгору в шарі матеріалу під дією вібраційних сил, а більш дрібні частинки просіюються крізь порожнини та переходять у нижню частину нагромадженого матеріалу.

Чинники, які впливають на вібраційне просіювання (стратифікацію).

1. Швидкість переміщення матеріалу: функція розшарування матеріалу, товщина шару, характеристика вібраційного руху та кута нахилу грохота.

2. Характеристика вібраційного руху: амплітуда, напрямок обертання, напрямок руху та частота коливань.

3. Вологість матеріалу — високий вміст води у поверхневому шарі заважає розшаруванню під час проходження через порожнини нижньої частини шару.

Можливість відокремлення частинки — функція співвідношення її розміру до отвору сита грохота. Чим більша різниця у розмірах, тим легше буде частинці пройти крізь сито або бути відсіяною, і навпаки.

Частинки з розміром $d > 1,5a$ (де a — отвір сита) не впливають на результат грохочення. Їх наявність зазвичай впливає на зношення і енергоспоживання.

Частинки з розміром $d < 0,5a$ також майже не впливають, оскільки вони вільно проходять крізь сито.

Частинки розміром $0,5a < d < 1,5a$ є «критичним класом» і визначають як ефективність, так і продуктивність:

- а) частинки розміром $0,5a < d < a$ потребують декількох циклів просіювання перш ніж пройдуть крізь сито грохота;
- б) частинки розміром $d < 1,5a$ забруднюють багато отворів перед тим, як звільнять сито грохота у вигляді надрешітного продукту.

Коли матеріал надходить з боку живлення на поверхню сита, вібрація створює стратифікацію матеріалу (рис. 4.1).

Живлення

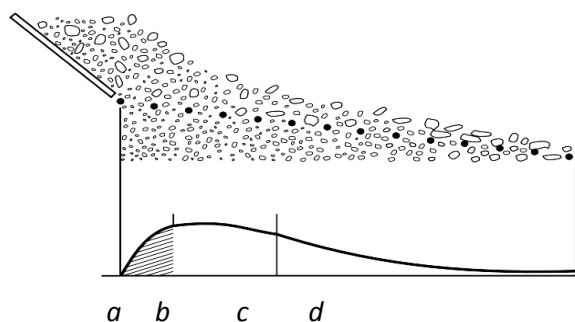


Рис. 4.1. Схема грохочення з розподіленням потоку крізь деку грохота по довжині: $a...b$ — стратифікація поблизу завантажувального короба; $b...c$ — насичене грохочення; $c...d$ — розділення протягом декількох спроб

На ділянці просіювання $a...b$ забезпечено зростання стратифікації матеріалу з максимумом у точці b . Максимальне видалення частинок проходить на ділянці $b...c$ (ділянка насиченого просіювання), де міститься точка найбільшої ймовірності проходження матеріалу крізь сито грохота завдяки наявності в ньому великої кількості дрібних фракцій. На ділянці $c...d$ ймовірність проходження частинок через отвори сита знижена, оскільки наявна велика кількість частинок критичного класу. За типового сортування ідеальна сепарація (ефективність наближається до 100 %) комерційно невиправдана, оскільки від точки d і далі ймовірність проникнення частинок через отвори стає досить низькою. Теоретично для абсолютно ідеальної сепарації грохот має бути нескінченно довгим, оскільки крива на рис. 4.1 асимптотично наближається до поздовжньої віссі грохота.

З практичного погляду ідеальне просіювання означає ефективність 90...95 %. Ідеальну класифікацію визначають проведенням лабораторних аналізів, які тривають 1...3 хв, що еквівалентно проходженню матеріалу грохотом довжиною 30...60 м, але довжина сучасних грохотів не перевищує 8 м.

Ефективність просіювання швидко зростає на початку просіювання, а потім підвищується дуже повільно, наближаючись до 100 %. Це пояснюється тим, що спочатку на ситі міститься порівняно багато зерен дрібного матеріалу, які провалюються.

На промисловому грохоті матеріал шаром певної товщини рухається ситом. Під дією коливань сита матеріал розшаровується, дрібні зерна проникають крізь шари і, досягнувши поверхні просіювання, провалюються крізь отвори. Чим ближче розмір зерна до розміру отвору, тим більше отворів воно має пройти, доки не провалиться в одне з них. Зерна, що мають відносний розмір (тобто відношення розміру зерна до розміру отвору) (0,5...0,75) вважають легкими зернами (які легко проходять сито). Зерна з відносним розміром 0,75...1,0 називають важкими, щоб їх просіяти потрібен тривалий проміжок часу. Зерна з відносним розміром 1,0...1,5 називають такими, що заважають. Вони не можуть самостійно пройти крізь отвори сита і водночас заважають проходженню важких і легких зерен.

Зі збільшенням вологості процес просіювання ускладнюється. У цьому випадку застосовують спеціальні поверхні, наприклад, струнні сита. У багатьох випадках просіювання вологих матеріалів поліпшується, якщо підігрівати струни сита електричним струмом до температур 353...423 К (80...150 °С). При цьому отвори сита не затягуються плівкою води та вологі зерна менше прилипають до струн, прилиплий на них матеріал підсихає та відпадає під час вібрацій сита.

Можна також проводити мокре просіювання, тобто з використанням води. До однієї тонни матеріалу додають близько одного кубічного метра води.

На практиці вважають припустимим, якщо продукт містить 3...5 % матеріалу більшого розміру, ніж заданий, і при цьому беруть до уваги чинники, що визначають продуктивність вібраційного грохота. Наприклад, якщо потрібно отримати продукт фракції 20 мм, отвори сита грохота мають бути більшими, тоді продукт буде містити до 3 % частинок розміру, трохи більшого за 20 мм. В іншому випадку, якщо використовувати сито з отворами заданого розміру (20 мм), підрешітний матеріал (матеріал, що проходить) не міститиме забруднень, однак надрешітний матеріал буде сильно забруднений дріб'язком, що не дасть змоги досягти бажаної ефективності. Причина у тому, що насправді ми зменшуємо клас крупності продукту й ефективність тепер потрібно заміряти щодо цього, меншого класу сепарації.

Щоб полегшити вибір потрібного розміру сита вібраційного грохота для отримання потрібного продукту, можна скористатися даними фінської корпорації «MestoMinerals», наведеними у табл. 4.1.

Таблиця 4.1.Орієнтовне співвідношення між розміром продукту й отворами сита грохота

Розмір продукту, мм	Тип поверхні просіювання і форма отворів			
	Струна, квадратні отвори, мм	Струна, прямокутні отвори (1/3), мм	Пластик, гума, пластина з криці, квадратні отвори, мм	Пластик, гума, пластина з криці, квадратні отвори (1/3), мм
1	2	3	4	5
2	3	1,5×5	4,5	2×6
3	4	2×6	6	2,5×8
4	5	3×9	7	4×12
5	6,5	4×12	8,5	5×15
6	8	5×15	9,5	6×18
8	10	6×18	12	8×24
10	12,5	8×24	14,5	10×30
12	15	9,4×30	17	12×36
14	17	11×33	19	14×42
16	19	12×36	21,5	16,5×50
18	21	13,5×40	23,5	18,5×58
20	23	15×45	25,5	21×60
22	25	16,5×50	27	22×65
24	27	18×54	31	24×70
26	30	19,5×60	34	26×75
28	32,5	21×63	36,5	28×85
30	35	22,5×70	39	31×90

У технології переробки та збагачення корисних копалин грохочення часто використовують під час дроблення (розмір кусків понад 3 мм) і рідше під час здрібнення (розмір кусків менш ніж 3 мм). В останньому випадку грохочення виконує функції контролю крупності операції. Грохочення використовують для розділення вхідного матеріалу на окремі класи крупності перед подальшими операціями збагачення (**підготовче грохочення**) й отримання товарного продукту заданої крупності (сортове вугілля, щебінь, гравій, пісок тощо).

Гідравлічна класифікація — розділення суміші дрібних і тонких зерен на окремі класи за крупністю у водному потоці. У цьому разі використовують різницю швидкостей руху у водному середовищі та різницю гравітаційної сили різних за розміром кусків.

Під час розділення у вертикальному гідравлічному потоці рідина, що підіймається, впливає на зерна гірської маси по-різному. Куски великих розмірів рухаються під дією сили тяжіння зі швидкістю, більшою за швидкість потоку рідини, тому частинки осідають у нижній частині апарата. Куски малих розмірів виносить водний потік у верхню частину апарата, оскільки гравітаційної сили недостатньо для подолання підйомної сили потоку.

Гідравлічну класифікацію використовують як самостійну кінцеву операцію для промивання готового продукту з метою відділення мулових частинок (тонких, пилових, шламових) від корисної копалини.

Крупність матеріалу, що підлягає гідравлічній класифікації, не має перевищувати 3...5 мм для руди і 10..13 мм для вугілля.

4.2. Ефективність просіювання

Ефективністю просіювання називають відношення маси підрешітного продукту до маси нижнього класу у вихідному матеріалі [18;20]. За ефективністю просіювання можна якісно оцінити повноту виділення дрібного класу з вихідного продукту під час просіювання, тобто вилучення дрібного матеріалу в нижній продукт грохота. Для того самого грохота можна отримати різну ефективність залежно від фізико-механічних властивостей матеріалу. У випадку, коли вміст матеріалу надлишкового розміру у живленні менший від 20 %, розрахункові значення ефективності грохочення не завжди відображають реальну ефективність. Це пояснюється тим, що навіть невелика кількість «прохідного матеріалу», яка утримується на грохоті, суттєво впливає на ефективність. У таких випадках

рекомендовано збільшувати площу грохота на 20 % порівняно з розрахунковим значенням.

Розглянемо операцію просіювання вихідного матеріалу на два продукти — підрешітний і надрешітний (рис. 4.2).

Якщо за дрібний клас взяти матеріал, дрібніший за розмір отворів сита, то $\beta = 100\%$, оскільки в підрешітний продукт не можуть пройти зерна, крупніші за розмір отворів.

Ефективність просіювання E визначають за формулою, % :

$$E = \frac{\text{вага підрешітного продукту}}{\text{вага дрібного класу у вихідному матеріалі}} \cdot 100 = \frac{C}{\frac{Q\alpha}{100}} \cdot 100 = \frac{C \cdot 10^4}{Q\alpha}.$$

Відношення C/Q , тобто вихід підрешітного продукту, визначимо за формулою для виходу концентрату:

$$C/Q = \alpha - v / \beta + v,$$

отже, %:

$$E = \frac{\alpha - v}{\beta + v \cdot \alpha}.$$

Уміст нижнього класу α і v визначають просіюванням проб вихідного матеріалу та надрешітного продукту того самого розміру та форми, що й на ситі грохота.

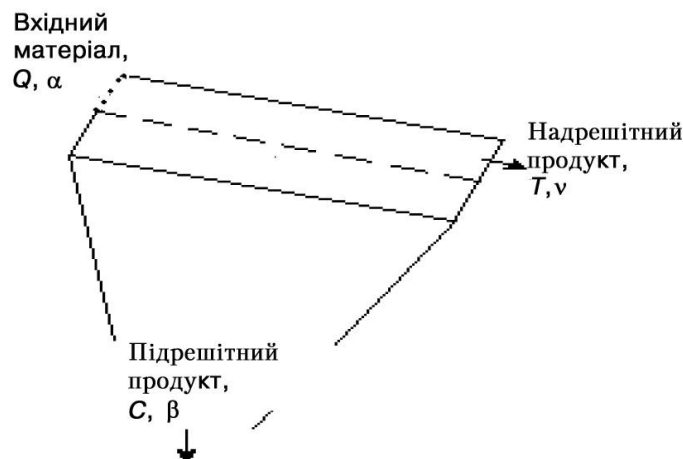


Рис. 4.2. Схема визначення ефективності просіювання:

Q, C, T — маса вхідного матеріалу, підрешітного і надрешітного продуктів, кг;
 α, β, v — уміст дрібного класу відповідно у вхідному, підрешітному та надрешітному матеріалі, %

Приклад. Уміст нижнього класу в надрешітному продукті 10 %, вихід підрешітного продукту — 40 %. Визначити ефективність просіювання.

Зі 100 вагових частин вихідного матеріалу в підрешетний продукт виділилося 40, отже, надрешітного продукту буде 60 вагових одиниць, у яких міститься 10 % нижнього класу, тобто дрібна фракція в надрешітному продукті становитиме, в.о. (тут вагові одиниці):

$$\frac{60 \cdot 10\%}{100\%} = 6.$$

Так, у вихідному матеріалі нижчого класу було 46 вагових одиниць.
Ефективність просіювання, %:

$$E = 40 \cdot 100 / 46 = 86,9.$$

4.3. Теоретичні основи сухого та мокрого грохочення

Умова проходження зерен через отвори сита. Ефективність і якість грохочення. Схему визначення умови переміщення матеріалу вздовж сита грохота наведено на рис. 4.3.

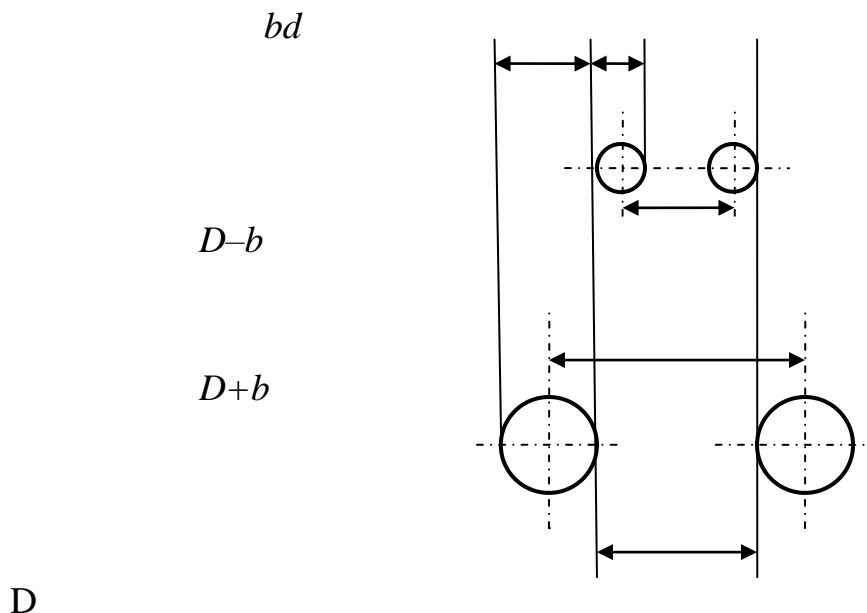


Рис. 4.3. Схема визначення переміщення матеріалу вздовж сита грохота

Умова проходження матеріалу крізь сито грохота така:

$$K = \frac{D - b^2}{D + b^2},$$

де D — відстань між двома границями отвору сита, мм; d — діаметр зерна матеріалу, що підлягає грохоченню, мм; b — діаметр дроту, з якого зроблено сито грохота, мм.

Якщо діаметр чи розмір зерна дорівнює діаметру комірки сита, то $K = 0$. За великої різниці K збільшується. Якщо сито грохота встановлено під деяким кутом до горизонту або зерно вже має певну попередню швидкість руху, тоді зерно подібне до кулі ($d = 2r$), і має параболічну траєкторію руху $y = 0,5gt^2$.

Віссю x зерно пройде шлях: $x = D - 0,5d$ (рис. 4.4).

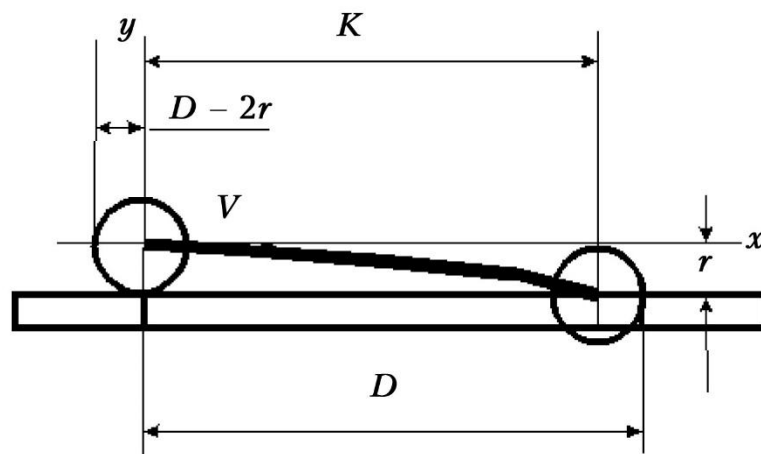


Рис. 4.4. Схема проходження зерна ситом грохота

Віссю y зерно спуститься на половину діаметру: $y = 0,5d$.

Час переміщення:

$$t = \sqrt{2y/g} \quad \text{або} \quad t = \sqrt{d/g},$$

де g — прискорення вільного падіння, м/с^2 .

Швидкість переміщення зерна у цьому разі:

$$v = \frac{D - 0,5d}{\sqrt{d/g}} = (D - 0,5d) \cdot \sqrt{g/d}.$$

На практиці швидкість беруть $V = 50\sqrt{d}$.

Діаметр зерна $d = D \cdot \cos \alpha - r \cdot \sin \alpha$. Оскільки показник $r \cdot \sin \alpha$ малий, ним можна знехтувати, тоді $d = D \cdot \cos \alpha$ (рис. 4.5). У разі встановлення сита грохота під кутом 8° до горизонту кути вважають малими, тоді $d = D$.

За малих розмірів комірки розглянуті умови порушуються, і якщо $\alpha = 15^\circ$, $r = 0,5D$, то $d = 0,835D$.

У разі зменшення розміру зерна більш ніж на 2 мм та вологості до 50 % використовують гідравлічну класифікацію.

Просіювання деяких видів корисних копалин (наприклад, кам'яного вугілля) майже неможливе за їх вологості понад 6 %, оскільки волога тут — поверхневі плівки. Натомість дуже пористе буре вугілля просіюється навіть за вологості до 45 %. Особливо сильно впливає вологість під час просіювання на ситах із дрібними отворами. Дрібні класи мають найбільшу зовнішню вологість унаслідок їх великої питомої поверхні. Зовнішня волога в матеріалі зумовлює злипання дрібних частинок, прилипання їх на крупні куски та замазування отворів. Зі збільшенням вологості матеріалу рухливість зерен зростає і виникають умови для мокрого просіювання.

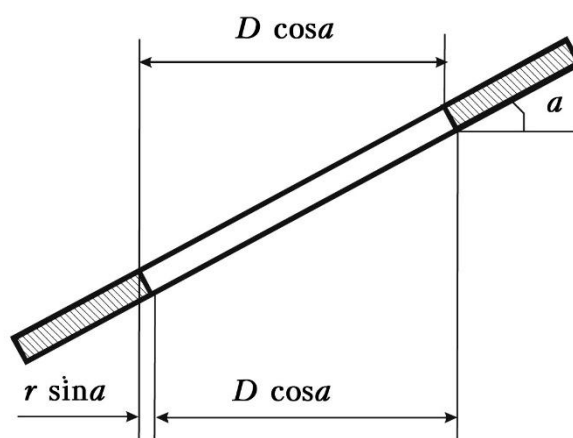


Рис. 4.5. Схема до розрахунку умови проходження частинок ситом грохота за його встановлення під кутом до горизонту

Круглі отвори порівняно з іншими формами того самого номінального розміру дають більш дрібний подрешітний продукт. Вважають, що максимальний розмір зерен, які проходять через круглий отвір, становить близько 80...85 % від розміру зерен, що проходять через квадратний перетин того самого розміру.

Порівняно з круглими та квадратними, прямокутні отвори такого самого розміру допускають проходження більш крупних зерен. На практиці приймають, що для отримання матеріалу такої самої крупності, як і за круглих отворів, ширина прямокутних отворів має становити 65...70 % від діаметра круглого отвору. Вважають, що на похилому ситі вібраційного грохота отримують нижній продукт тієї ж крупності, що і на горизонтальному, якщо розмір отворів похилого сита більший від розміру отворів горизонтального в 1,15 рази із кутом нахилу 20° і в 1,25 рази із кутом нахилу 25° . Швидкість руху матеріалу ситом грохота визначає його продуктивність як транспортувального апарата. Високі швидкості несприятливо впливають на ефективність

просіювання. З огляду на складність явищ, що відбуваються на ситі грохота, оптимальну швидкість руху матеріалу ситом встановлюють дослідним шляхом під час регулювання грохота. У багатьох випадках швидкість руху матеріалу регулюють зміною кута нахилу короба грохота. Амплітуда (радіус кругових коливань) і частота коливань впливають на продуктивність й ефективність просіювання. За збільшення амплітуди та частоти коливань збільшується кількість контактів зерен із поверхнею просіювання і покращуються умови самоочищення сит від зерен, що затримуються в отворах, у результаті чого збільшуються продуктивність й ефективність просіювання. Однак збільшення амплітуди та частоти коливань обмежене механічною міцністю грохота.

Кінематика та динаміка процесів грохочення. Грохоти бувають нерухомі та рухомі, тобто робоча поверхня грохота може рухатися або бути нерухомою. Ефективність нерухомих грохотів не перевищує 70 %, тоді як вібраційні й інерційні грохоти забезпечують ефективність до 90 %. Вібраційний колосниковий грохот моделі СМ-690 використовують для попереднього грохочення матеріалу перед першим дробленням, якщо дрібних фракцій (0...100 мм) у вхідному матеріалі більше 20 %. Грохот встановлюють під кутом до 30° відносно горизонту. Вібраційні й інерційні грохоти забезпечують рух матеріалу з підкиданням за рахунок сил тяжіння, вібрації, інерції і тертя.

Під час руху куска ситом грохота прискорення передається куску поки сили інерції куска не будуть дорівнювати силі тертя куска об сито грохота. Схему сил, що діють на кусок у разі розміщення його на горизонтальному ситі, подано на рис. 4.6.

Інерційна сила, що діє на кусок, $P_I = ma$. Сила інерції, яка може бути передана куску, визначена силою тертя F_T між куском і ситом грохота: $F = Gf = mgf$. Порівнюючи ці формули, отримаємо:

$$ma = mgf \text{ або } a = gf,$$

де f —коефіцієнт тертя між куском і ситом грохота, в.о.

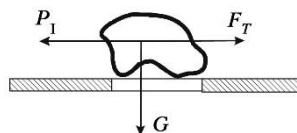


Рис. 4.6. Схема сил, що діє на кусок у разі розміщення його на горизонтальному ситі

4.4. Класифікація грохотів

У циклі підготовчих операцій за технологічним призначенням розрізняють попереднє, перевірне, підготовче грохочення і знешламлювання. Вибір типу

грохота залежить від розміру кусків вихідного матеріалу, крупності розділення, потрібної ефективності грохочення і фізичних властивостей корисної копалини, передусім від густини.

Грохоти, які використовують для збагачення корисних копалин, можна поділити на такі групи:

- нерухомі колосникові;
- валкові;
- барабанні обертові;
- плоскі хитні;
- напіввібраційні (гіраційні);
- вібраційні з прямолінійними вібраціями (швидкохідні на похилих опорах, резонансні, електровібраційні резонансні, із самобалансним вібратором);
- вібраційні з круговими вібраціями (інерційні з простим дебалансним вібратором, що самоцентруються);
- плоскі сита з дрібними отворами для розділення пульпи з дрібними частинками.

Для спрощення класифікації грохота можна виокремити такі групи:

- нерухомі колосникові;
- барабанні обертові;
- вібраційні й інерційні грохоти спеціальної конструкції.

До останньої групи належать грохоти з магнітними вібраторами, дугові, для виділення твердої фази з пульпи, тонкого просіювання матеріалів.

Усі типи грохотів обладнано ситами з робочими поверхнями, для яких використовують дротяні сітки, листові штамповані сита (перфоровані сталеві листи) та колосникові ґрати. Широко застосовують робочі поверхні, виготовлені з гуми, поліуретану. Форма отворів поверхонь сит може бути круглою, квадратною, овальною, прямокутною тощо. Відношення площі отворів сита у світлі до загальної його площі, виражене у відсотках, називають **живим перетином сита**.

Нерухомі колосникові грохоти — це нерухомі ґрати із щілиноподібними отворами, зібрані з окремих колосників. Їх встановлюють на першій стадії дроблення за наявності у вихідному матеріалі понад 15 % дріб'язку (за масою) або якщо запас продуктивності у дробарки крупного дроблення недостатній. Завдяки певному куту нахилу грохота (не менш ніж 18°) матеріал, що завантажують на верхній кінець ґрат, рухається ними під дією рівнодіючих сил ваги і тертя. У процесі переміщення частина матеріалу провалюється через щілини (підрешітний продукт), а частина, що залишилася (зазвичай великий клас), сходить нижче (надрешітний продукт). Такі грохоти мають низьку

ефективність (0,6...0,7), особливо за вологого матеріалу і, незважаючи на простоту конструкції, їх застосовують досить рідко.

Під час подачі матеріалу з будь-якої транспортної одиниці ширина приймального пристрою має бути не меншою за ширину транспортної одиниці. У разі завантаження пластинчастим живильником ширина грохота має збігатися з шириною живильника. Щоб уникнути заторів і зупинок технологічного циклу, мінімальну ширину грохота B слід обирати:

— за вмісту понад 15 % крупних кусків у вихідному матеріалі, мм:

$$B = 3D_{\max},$$

де D_{\max} — розмір максимального куску у вихідному завантаженні, мм;

— за вмісту великих кусків до 10 % у вихідному матеріалі, мм:

$$B = 2D_{\max} + 100.$$

Довжину грохота L беруть у два рази більшою від ширини B :

$$L = 2B. \quad (4.1)$$

Кут нахилу робочої поверхні колосникового грохота під час грохочення будівельних гірських порід за нормативними документами має становити не менше 18° ; вугілля — $30...35^\circ$; за грохочення руд — $40...45^\circ$; у разі грохочення вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, кут нахилу збільшують.

Барабанний грохот — це обертовий барабан циліндричної або конічної форми, бічна поверхня якого служить для просіювання матеріалу. Барабанні грохоти ГЦЛ-1, ГЦЛ-2 (табл. 4.2) застосовують в операціях попереднього грохочення вугілля, промивання легко- і середньопромивних руд, промивання і сортування щебеню, для вловлювання скрапу та крупних кусків руди зі зливу млинів.

Таблиця 4.2. Технічні характеристики циліндричних грохотів

Параметри	ГЦЛ-1	ГЦЛ-2
Розміри циліндра, мм: — діаметр	1200	1700
— довжина	1500	2500
Ширина щілини між витками, мм	50, 70, 100	100, 150, 200
Кут нахилу осі циліндра до горизонту, ...°	8	8
Частота обертання циліндра, хв ⁻¹	11	9,26
Максимальна крупність кусків у живленні, мм	250	500
Максимальна продуктивність, т/год	400	1000
Потужність електродвигуна, кВт	4,5	7,5
Габарити, мм: — довжина	3750	5700
— ширина	1750	2000
— висота	2400	3460
Маса грохота, т	3,2	9

Питома об'ємна продуктивність барабанних (циліндричних) грохотів [2], м³/год:

$$Q = q_0 a F \varphi,$$

де q_0 — питома об'ємна продуктивність м³/(год·м²) на 1 м² площі сита;

a — розмір щілини, м;

F — площа сита, м²;

$\varphi = (0,15 \dots 0,25)$ — коефіцієнт заповнення грохота [1].

Дугові та конічні грохоти застосовують для мокрого грохочення дрібного та тонкого матеріалу, для зневоднення і знешламлювання, для відділення кондиційної суспензії від продуктів збагачення у гідроциклонах із важким середовищем, для рівномірного розділення матеріалу за шириною сита відсаджувальної машини за одночасного знешламлювання. Технічні характеристики грохотів наведено у табл. 4.3.

Таблиця 4.3. Технічні характеристики дугових і конічних грохотів

Параметри	Дугові грохоти			Конічні грохоти		
	СД-1	СД-2	СДО-3	ГК-1,5	ГК-3	ГК-6
Площа сит, м ²	0,95	1,9	3,0	1,5	3,0	6,0
Ширина щілини, мм	0,5...3	0,5...2	0,5	0,5...1	0,5...1	0,5...1
Крупність вихідного матеріалу, мм	до 6	до 6	8...10	до 25	до 35	до 50
Продуктивність, м ³ /год	200	400	500	150	250	500
Габарити, мм: — довжина	830	1440	1850	1800	3030	3600
— ширина	1350	1170	1415	1412	2565	3100
— висота	1880	1960	2860	1240	1460	1600
Маса, т	0,3	0,5	0,836	1,14	2,15	2,7

Продуктивність дугових і конічних грохотів, які працюють під тиском визначають за такою формулою, м³/год [18]:

$$Q = 160 F_{\text{ж}} \cdot v,$$

де $F_{\text{ж}}$ — площа живого перетину сита, м²;

$v = (3 \dots 8)$ — швидкість пульпи на вході в апарат, м/с;

160 — емпіричний коефіцієнт, в.о.

Вібраційні грохоти поділяють на інерційні, самобалансні, резонансні, які зазвичай застосовують для переробки корисних копалин. У цих грохотах немає твердого кінематичного зв'язку між рушійним механізмом і коробом. Вібрацію короба та поверхні сит зумовлює відцентрова сила інерції, що виникає під час обертання неврівноваженої маси дебалансу. Амплітуда (половина ходу) вільних коливань (вібрацій) залежить від динамічних чинників: сил інерції, кількісного значення рухомих мас, жорсткості пружин (гумових амортизаторів) тощо. Технічні характеристики вібраційних грохотів наведено у табл. 4.4.–4.7.

Інерційні грохоти використовують для попереднього, перед дробленням, сортування матеріалу з метою відбору кусків, що мають розмір, менший або рівний ширині вихідного отвору дробарки. Це подовжує ресурс роботи дробарки та зменшує енерговитрати на дроблення.

Таблиця 4.4. Технічні характеристики вібраційних грохотів важкого типу

Параметри	ГІТ-31	ГІТ-41	ГІТ-42	ГІТ-51	ГІТ-52	ГІТ-71
Площа сита, м ²	3,1	4,5	4,5	7,9	7,9	12,5
Кількість сит, од.	2	1	2	1	2	1
Кут нахилу короба, ...°	10...30	10...30	10...30	10...30	10...30	10...30
Частота коливань, хв ⁻¹	776;970	800	730;970	730	543;970	520;730
Амплітуда коливань, мм	3...5	3	3...5	3...7	3...5	4...8
Розмір отворів сит, мм	12...40	12...80	12...80	6...80	20...100	50...120
Потужність двигуна, кВт	10	13	13	17	22	30
Продуктивність, т/год	200	360	360	500	500	800
Габарити, мм: – довжина	3300	3100	3600	4010	4400	5500
– ширина	2000	2200	2300	2687	3100	3500
– висота	1300	1500	1300	1487	1900	1800
Маса грохота, т	3,3	4,8	5,0	6,0	7,5	13,5

Таблиця 4.5. Технічні характеристики самобалансних грохотів

Параметри	Легкого типу			Середнього		Важкого типу			
	ГСЛ-42	ГСЛ-62	ГСЛ-72	ГСС-32	ГСС-32	ГСТ-42	ГСТ-51	ГСТ-61	ГСТ-72
Площа сит, м ²	7,5	10,0	15,0	2,5	3,75	4,5	7,9	10,0	17,5
Кількість сит, од.	2	2	2	2	2	2	1	1	2
Кут нахилу короба, ...°	0...8	0...8	0...8	0	0	0	0	0	0
Частота коливань, хв ⁻¹	820	820	820	740	760	960	970	735	735
Амплітуда коливань, мм	4,85	4,35	4,25	9,50	9,00	3,50	4,50	5,00	6,00
Розмір отворів сит, мм	0,5...13	0,5...13	0,5...30	10...25	10...25	4...12	1,6...30	8...20	3...100
Потужність двигуна, кВт	15	2×13	2×17	5,50	5,50	2×4	10	2×13	44
Продуктивність, т/год	125	160	250	70	100	90	160	200	350
Габарити, мм:									
– довжина	5530	5530	6890	3450	3870	3240	5070	5730	7400
– ширина	2580	2980	4750	1800	1940	1995	3060	4255	4205
– висота	2280	2280	2490	1400	1423	1415	1452	2700	2500
Маса грохота, т	6,7	7,3	11,9	1,9	2,3	2,5	4,9	9,2	13,5

Таблиця 4.6. Технічні характеристики інерційних грохотів легкого типу

Параметри	Грохоти легкого типу				Грохоти середнього типу	
	ГІЛ-32	ГІЛ-42	ГІЛ-43	ГІЛ-52	ГІС-42	ГІС-52
Площа сита, м ²	3,1	5,4	5,4	7,9	5,4	7,9
Кількість сит, од.	2	2	3	2	2	2
Кут нахилу короба, ...°	10...25	20...25	10...25	10...25	10...25	10...25
Частота коливань, хв ⁻¹	1150	900; 1000	970	870	900	900
Амплітуда коливань, мм	2,5	3; 3,5	2,5	2,5; 3,5	4,5	3,7
Розмір отворів сит, мм	3...25	6...50	6...50	6...100	6...50	6...100
Потужність двигуна, кВт	4,0	7,5	7,5	7,5	10,0	25,0
Продуктивність, т/год	100	180	200	250	230	320
Габарити:						
– довжина	3077	4295	4265	5050	450	530
– ширина	1674	2860	2770	3110	2150	2700
– висота	1640	2710	2660	2910	1290	1300
Маса грохота, т	1,5	3,1	4,0	3,5	3,3	3,8

Таблиця 4.7. Технічні характеристики інерційно-самобалансних грохотів

Параметри	ГІСЛ-62	ГІСЛ-72	ГІСЛ-82	ГІСТ-72
Площа сита, м ²	10	15	21	16
Кількість сит, од.	2	2	2	2
Кут нахилу короба, ...°	0	0	0	0
Частота коливань, мм	735	735	735	735
Амплітуда коливань, мм	6	6	6	6
Розмір отворів, мм	0,5...100	0,5...100	0,5...100	6...100
Потужність електродвигуна, кВт	2×17	2×22	2×40	2×30
Продуктивність, т/год	270	400	600	650
Габарити, мм				
– довжина	5670	6980	7650	6805
– ширина	2700	3720	3740	3785
– висота	2690	2500	2660	2530
Маса грохота, т	8,7	12,1	18,6	14,1

Позначення і типорозміри грохотів. Типорозміри вібраційних грохотів стандартизовано за ДСТУ 3182-95[31]. Їх найменування складається з трьох літер, які означають тип і виконання грохота та двозначної цифри, що вказують на ширину поверхні сит (перша цифра) і кількість ярусів сит (друга цифра). Наприклад, ГІЛ-32: грохот інерційний; друга літера І вказує, що сито рухається за круговою траєкторією(якщо літера С — траєкторія сита лінійна, літери ІС — траєкторія наближається до лінійної); літера Л вказує на виконання грохота — легке, коли насипна маса: для будівельних гірських порід <1,4т/м³ і <1,8 т/м³—

для руди (якщо С — виконання середнє, коли насипна маса: для будівельних гірських порід 1,4...1,6 т/м³ і 1,8...2,4 т/м³ — для руди; Т — виконання важке, коли насипна маса: для будівельних гірських порід > 1,6 т/м³ і >2,4 т/м³ — для руди); перша цифра, в цьому випадку 3, вказує на ширину поверхні сит — 1250 мм (якщо цифра 6 — ширина поверхні сита 2000 мм, зі збільшенням цифри до ширини додають 500 мм, у разі зменшення — віднімають по 250 мм); друга цифра вказує на кількість ярусів просіювання (у прикладі грохот двоситовий).

Під час просіювання в промислових умовах у надрешітному продукті залишається частина зерен крупністю, меншою за розмір отворів сит.

Ефективність просіювання (грохочення) характеризує повноту поділу вихідної суміші зерен різної крупності на ситі. У загальному випадку ефективність просіювання η — це відношення маси підрешітного продукту $Q_{п.пр}$ до маси нижнього класу у вихідному $Q_{н.к.в}$, %:

$$\eta = \frac{Q_{п.пр} \cdot 100}{Q_{н.к.в}}.$$

Ефективність просіювання залежить від багатьох механічних, технологічних параметрів роботи грохота і властивостей вихідного матеріалу (режиму роботи установки, її продуктивності, тривалості розсіву, виду та стану робочої поверхні, вологості сировини тощо).

Нижнім продуктом у вихідному є матеріал крупністю, меншою за розмір отворів сита. Якщо відомий сумарний вміст (%) нижнього класу у вихідному продукті α (за кривою гранулометричного складу цього матеріалу) і його маса Q_n , ефективність просіювання (%) можна визначити за формулою 4.2. Припустимо, що на установці, яка безперервно працює, просіяли масу $Q = 150$ т за вмісту нижнього класу $\alpha = 60$ %. Маса підрешітного продукту $Q_n = 80$ т.

$$\eta = \frac{Q_{п.пр} \cdot 10^4}{Q \cdot \alpha} = \frac{80 \cdot 10^4}{150 \cdot 60} = 88,8 \quad (4.2)$$

Визначення ефективності просіювання прямими вимірюваннями маси вихідної суміші ускладнене. Простіше визначати її за наявністю нижнього класу у надрешітному продукті, тобто за вмістом нижнього класу у вихідному d й надрешітному V продуктах, %:

$$\eta = \frac{\alpha - V \cdot 10^4}{\alpha \cdot 100 - V}.$$

Щодо цього прикладу, то маса нижнього класу в надрешітному продукті становить $Q_{н.н} = Q \cdot \alpha \cdot 10^{-2} - Q_{п.пр} = 10$ т / год, а його вміст, %:

$$V = \frac{Q_{\text{нн}} \cdot 100}{Q - Q_{\text{н}}} = \frac{10 \cdot 100}{150 - 80} = 14,3.$$

Використавши вираз (4.1), визначимо ефективність просіювання, %:

$$\eta = \frac{\alpha - V \cdot 10^4}{\alpha \cdot 100 - V} = \frac{60 - 14,3 \cdot 10^4}{60 \cdot 100 - 14,3} = 88,8.$$

Знаючи вміст нижнього класу в продукті, що надходить на просіювання, і визначивши (розсіюванням проби надрешітного продукту) вміст цього класу в надрешітному, знаходимо ефективність просіювання.

4.5. Види грохотів і їх продуктивність

Нерухомі колосникові грохоти. Нерухомі колосникові грохоти (рис. 4.7) — це решітки, зібрані з колосників, встановлених під певним кутом до горизонту. Матеріал, завантажуваний на верхню частину решітки, рухається самотією, при цьому дріб'язок провалюється через щілини решітки, а надрешітний продукт розвантажується в нижньому кінці.

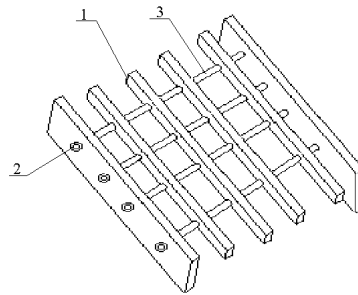


Рис. 4.7. Нерухомий колосниковий грохот:

1 — колосник; 2 — стяжний болт; 3 — розпірна трубка

Ці грохоти застосовують для просіювання крупного матеріалу. Розміри щілин між колосниками становлять 50 мм і більше. Кут нахилу для просіювання руд — 40...50°, для просіювання вугілля — 30...35°. Ширина грохота має бути не меншою за 2...3 розміри максимальних кусків вихідного матеріалу. Довжина зазвичай дорівнює подвоєній ширині.

Продуктивність за вихідним живленням становить в середньому 60 т/год на м² площі решітки зі щілинами 25 мм і збільшується пропорційно розміру отворів. Ефективність просіювання на колосникових грохотах становить 60...70 %.

Потрібна площа решітки колосникового грохота, м²:

$$F = Q / (2,4I),$$

де Q — продуктивність грохота по вихідному матеріалу, т/год;

l — ширина щілини між колосниками, мм.

Напіввібраційні (гіраційні) грохоти. Схему напіввібраційного (гіраційного) грохота показано на рис. 4.8. На нерухомій рамі 1 у підшипниках 2 горизонтально встановлено вал 3, який має ексцентричні заточки 4. На заточки насаджено підшипники хитання 5, зовнішня обойма яких закріплена в коробі грохота 6. Короб із натягнутим у ньому ситом 7 (або двома–трьома ситами) встановлюють під кутом $20\ldots 30^\circ$ до горизонту й утримують у такому положенні еластичними зв'язками (амортизаторами) 11. Вал обертається від електропривода через гнучку передачу на шків 8. Короб грохота робить кругові рухи малого радіуса R у вертикальній площині. Кінці короба в завантажувальній і розвантажувальній частинах рухаються еліптичними кривими, форма яких визначена жорсткістю пружин-амортизаторів. Для зрівноважування відцентрової сили інерції, що виникає від маси короба, на валу закріплюють маховики 10 із невідноваженими вантажами 9. Швидкість обертання вала гіраційних грохотів $750\ldots 1500$ об/хв, ексцентриситет — 3 мм.

Гіраційні грохоти мають постійну амплітуду вібрації. Застосовують їх вони для просіювання крупнокусового матеріалу. Останнім часом їх заміняють більш простими грохотами, які самостійно центруються.

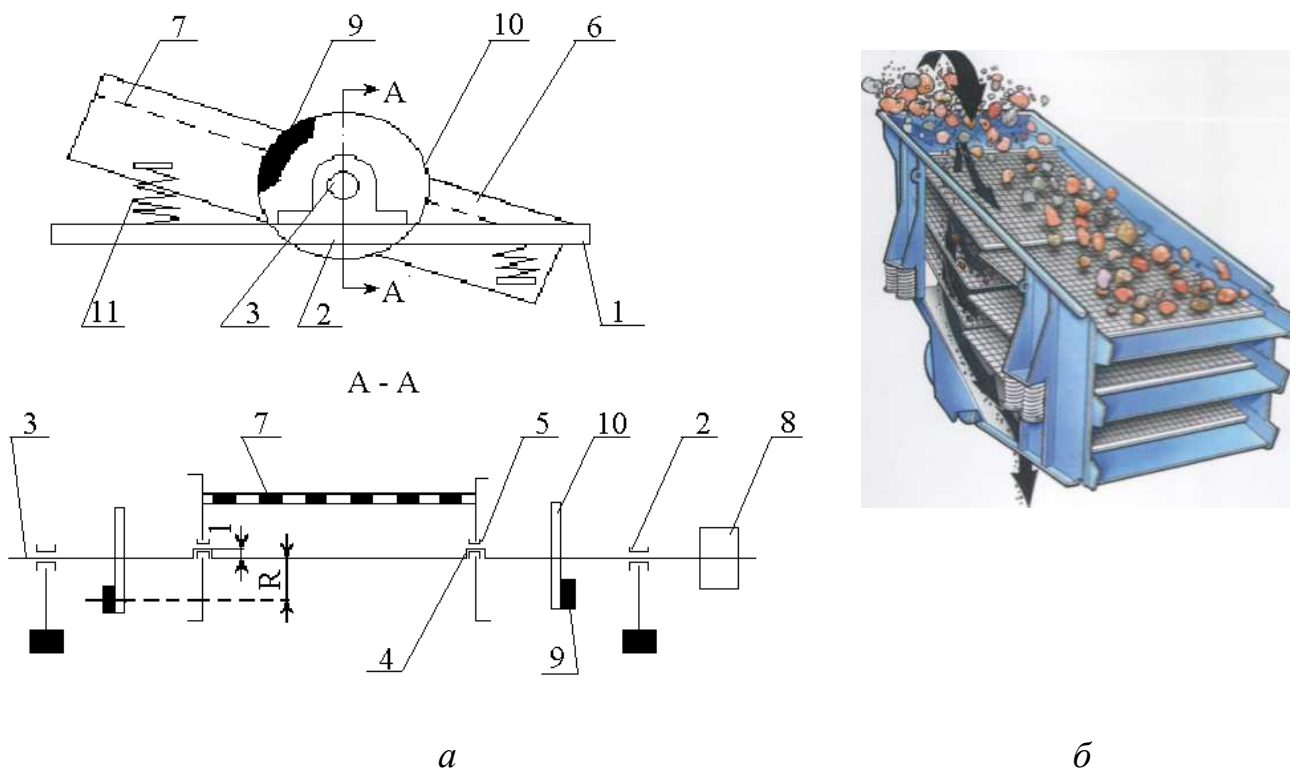


Рис. 4.8. Грохоти: *a* — схема гіраційного;
б — загальний вигляд вібраційного

Грохот із самобалансним вібратором. Принципову схему грохота із самобалансним вібратором розглянуто на рис. 4.9, *а*. Горизонтальний короб *1* підвішують за допомогою амортизаторів *2* до опорної конструкції *3* (або встановлюють на неї). На коробі закріплено вібратор *4* так, що напрямок дії сили інерції вібратора становить приблизно 50° до площини сита *6*. Матеріал ситом рухається з підкиданням і енергійним струшуванням.

Самобалансний вібратор складається із двох ідентичних дебалансів *5*, що обертаються на паралельних валах із однаковою швидкістю в протилежні сторони. Вісь $x-x$ (рис. 4.9, *б*) розміщена під кутом до поверхні сит. У разі паралельної дії сил інерції P_0 (положення *1*, *3*) виникає максимум P_x різних напрямків. Якщо центри ваги мас дебалансів перебувають на осі $y-y$ (положення *2*), сили інерції врівноважуються: $P_x = 0$. У будь-якому іншому проміжному положенні P_y завжди врівноважуються, а відповідні P_x додаються. Траєкторії переміщення матеріалу складаються з окремих прямолінійних і параболічних ділянок.

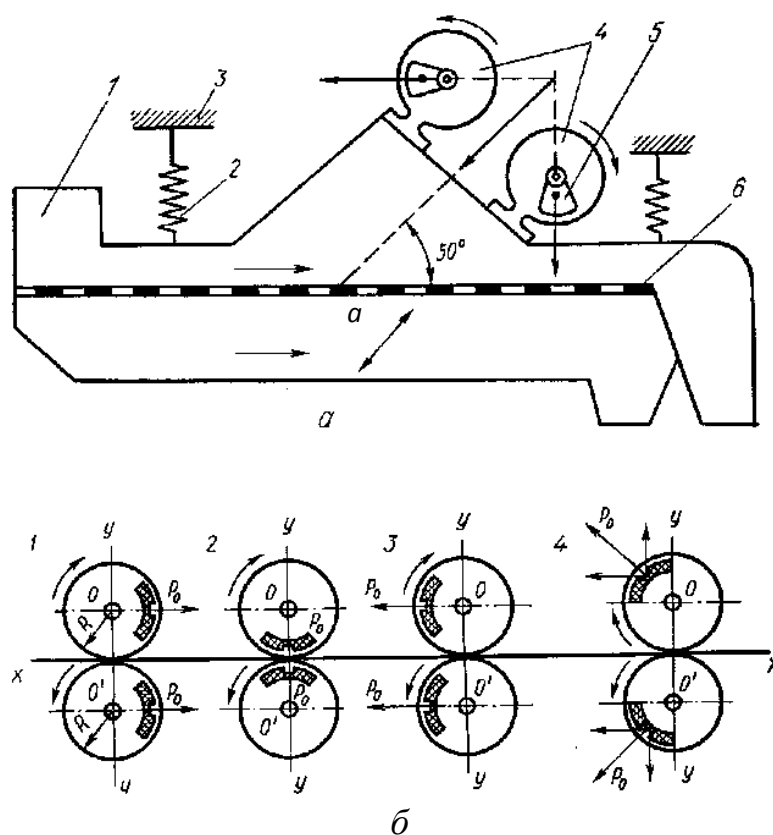


Рис. 4.9. Принципові схеми дії:
а — самобалансного грохота; *б* — вібраторів

Рівнодіюча P_x сил інерції самобалансного вібраційного грохота:

$$2P_x = 2P_0 \cos \varphi = 2m\omega^2 r \cos \varphi,$$

де φ — кут повороту валу кожного дебалансу, град.;

m — маса одного дебалансу, кг;

ω — кутова швидкість, с^{-1} ;

r — відстань від центра ваги дебалансу до осі обертання, м.

Так, значення рівнодіючої сили інерції в самобалансному вібраторі змінюється за величиною від 0 до $2P_0$ і за напрямком через кожні півоберта дебалансу.

Промисловість випускає самобалансні грохоти різних типорозмірів: ГСЛ-42, ГСЛ-62, ГСЛ-72 (для зневоднення, знешламлення та відмивання суспензії на вуглезбагачувальних фабриках); ГСС-22, ГСС-32, ГСС-42 (для поділу матеріалів на сорти за крупністю); ГСТ-41, ГСТ-42, ГСТ-51, ГСТ-61 (для зневоднення, промивання, класифікації матеріалів і відмивання суспензії на рудозбагачувальних фабриках).

Продуктивність грохотів. Продуктивність грохотів зумовлена такими чинниками:

- ситовою характеристикою вихідного продукту;
- вологістю вихідного продукту;
- розміром отворів сит;
- потрібною ефективністю просіювання;
- механічним режимом роботи установки.

Між продуктивністю й ефективністю обернена залежність: зі збільшенням продуктивності (за інших рівних умов) ефективність знижується.

Технологічний розрахунок грохотів передбачає визначення розмірів поверхні сита F , м^2 , за заданою продуктивністю Q , т/год, і необхідною величиною ККД η , %.

Наведемо приклад розрахунку найбільш поширених у виробництві нерудних будівельних матеріалів грохотів із інерційними віброзбуджувачами. Цю методику рекомендовано за нормами технологічного проектування [16] і перевірено на практиці.

Потрібні такі вхідні дані:

а) фізико-механічні властивості вхідного матеріалу:

- щільність;
- максимальний розмір живлення;
- гранулометричний склад продукту;
- форма частинок;
- вміст вологи;

- наявність або брак глинистих і голчастих частинок;
- температура.
- б) продуктивність;
- в) діапазон сепарації продукту;
- г) потрібна ефективність;
- д) тип роботи, яку виконують:
- промивання;
- кінцева класифікація;
- проміжна класифікація;
- е) наявність або брак вільного простору та вагові обмеження;
- ж) ступінь повноти інформації про матеріал і кінцевий продукт.

Вибір розміру грохота. Вибір розміру грохота залежить від площі грохочення і ширини грохота, а ширину грохота розраховують так, щоб досягти товщини шару матеріалу на грохоті, що є сумісним із використовуваним ситом.

Площа грохочення:

$$S = Q_{\text{п}} \cdot P / Q_{\text{р}},$$

де $Q_{\text{п}}$ — це кількість (продуктивність) у фракцій живленні, розмір яких менший за отвір сита, т/год;

P — коефіцієнт, що набуває значення 1...1,4, і відображає функцію наявності та достовірності даних про матеріал, що підлягає грохоченню;

$Q_{\text{р}}$ — розрахункова продуктивність, т/год.

Ефективний процес сепарації потребує чіткого обґрунтування обраної площі грохочення і товщини шару матеріалу, що міститься на грохоті відповідно до потрібної продуктивності. Розрахунки на етапі проектування визначають загальну площу грохота у квадратних метрах. Для уточнення розрахунків загальну площу грохота слід розбити на декілька прямокутних зон. Наприклад, грохот площею 10 м² може бути утворений прямокутниками 2×5 або 2,5×4 м. Як відомо, грохот більшої довжини може забезпечити вищу ефективність, але на працездатність суттєво впливає підвищена товщина шару матеріалу.

Загальна формула для розрахунку ширини грохота:

$$W = Q / [S(W-0,15)],$$

для певної ширини грохота товщина шару матеріалу, мм:

$$D = Q / [S(W-0,15)],$$

де Q — потрібна продуктивність, м³/год;

S — швидкість переміщення матеріалу ситом грохота, м/с;

D — товщина шару матеріалу на грохоті, мм.

Розрахунки слід проводити для всіх дек багатоситових грохотів, починаючи з кінцевої.

Використання хакболтів для збирання вібраційних машин. Найбільш надійний спосіб з'єднання деталей обладнання, що перебуває під дією вібраційних навантажень, — це використання з'єднання **хакболт** (рис. 4.10).

Таке з'єднання створене для попередньо напруженої клепки точно розрахованого розміру. Втулка залишається приклепаною до тіла клепки, коли її кінець гідравлічно затягують, доки не виникає зсув захвату. Цей спосіб гарантує добре попереднє затягування. Хакболти ніколи не послаблюються. Встановлення їх досить швидке, а видалення проводять спеціальним інструментом або відрізанням.

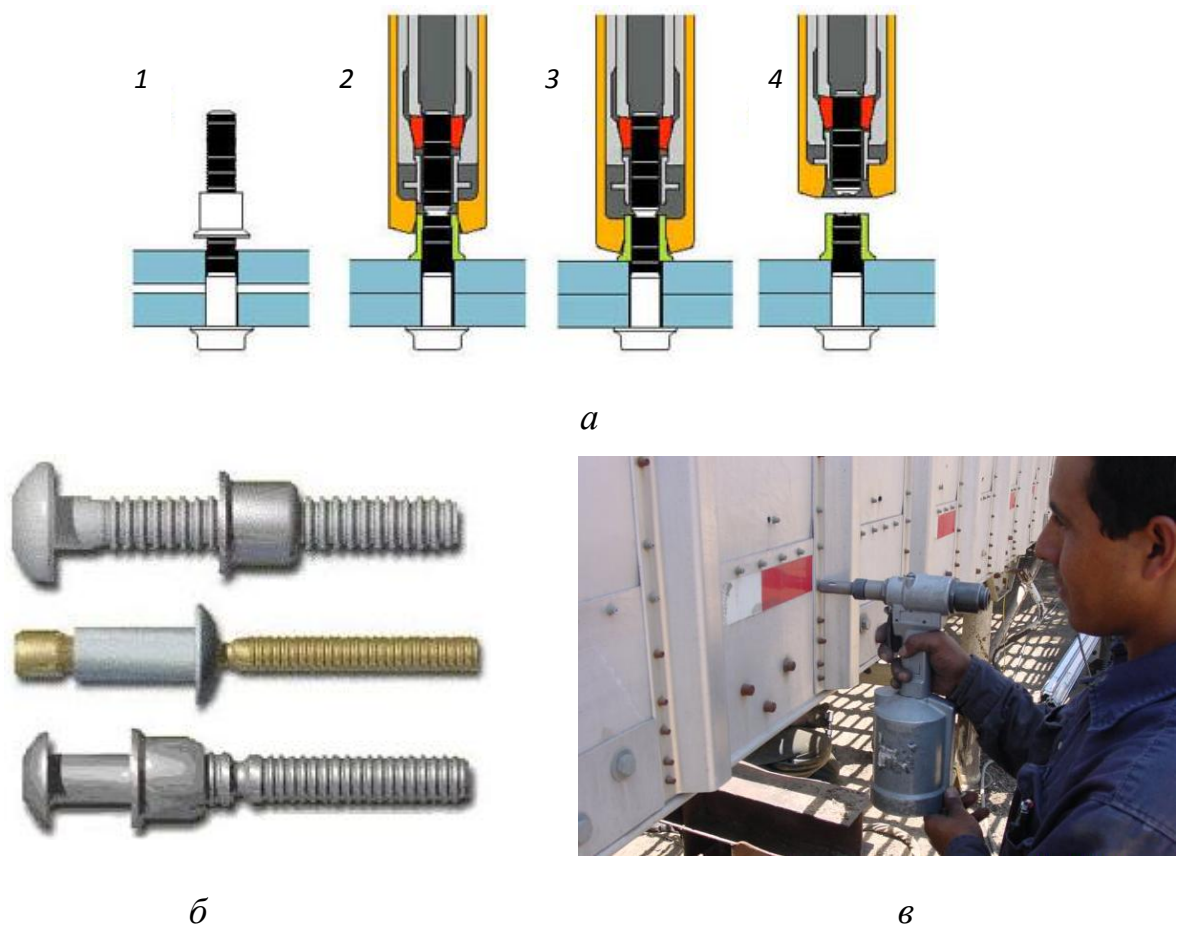


Рис. 4.10. Схема збирання обладнання:
а — схема з використанням хакболтів; б — хакболти;
в — використання спеціального гідравлічного пристрою

Такий підхід забезпечує можливість встановлення звичайних болтів, якщо немає спеціального обладнання для збирання за допомогою хакболтів. Цей спосіб пройшов апробацію в аерокосмічній промисловості і наразі набуває поширення у галузях, де використовують вібраційне обладнання.

4.6. Види поверхонь просіювання грохотів

Модульну систему грохочення Trellex можна використовувати на будь-яких грохотах із можливістю встановлення як по довжині, так і по ширині грохота. У системі використано каскадний ефект, який забезпечує підвищення продуктивності й ефективності просіювання. Фінська корпорація «Metso Minerals» виготовляє низку виробів для забезпечення модульної системи грохочення.

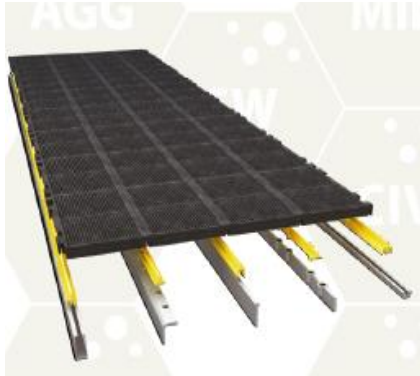


Рис. 4.11. Модульна система поздовжнього кріплення Trellex 300 LS

Система Trellex 300 LS 0020 — це система для поздовжнього кріплення (рис. 4.11).

Сито модульної системи Trellex може бути виготовлене з гуми або поліуретану. Поліуретан більш стійкий до зношування. Відстань між бічними затискальними пристроями сягає 300 мм. Типова довжина модулів — 500 мм для Trellex 300 LS та 610 мм для Trellex 305 LS. Модулі закріплюють на несучій рамі так, щоб утворювалася або лінійна, або східчаста поверхня просіювання за вимогами замовника.

Модулі Trellex 300 TS (рис. 4.12), також відомі під назвою Trelstep або Steplex, призначені для поперечного кріплення у разі накладання внапуск і східчасто. Розміри модуля 300×600 мм.

Гумову панельну систему Trellex Panelcord (рис. 4.13) використовують зазвичай для переробки крупного матеріалу.



Рис. 4.12. Модульна система поперечного кріплення Trellex 300 TS

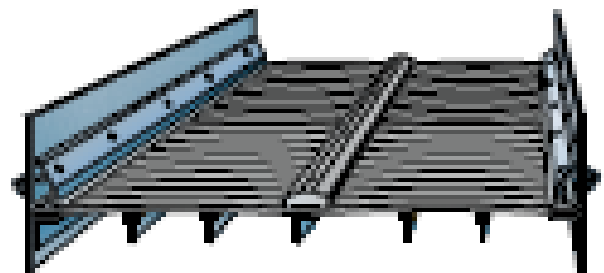


Рис. 4.13. Гумова панельна система Trellex Panelcord

Усередині кожної панелі завулканізовано сталеву та кордову арматуру. Панелі відливають із різними діаметрами отворів. Форму отворів розробляють такою, щоб мінімізувати ймовірність засипання отворів і підвищити продуктивність. Найтовстіші панелі забезпечено відлитими верхніми планками для подовження терміну роботи панелей у разі грохочення крупного матеріалу.

Система Trellex T-Flex SS (рис. 4.14) має самонесучу поверхню просіювання (аналогічну Panelcord) зі сталевим армуванням для важкого режиму роботи, переробки крупного матеріалу. Сита випускають різної стандартної товщини з чарунками будь-яких розмірів і форм. Оскільки такі панелі не потребують поздовжніх опор, площу грохочення можна використовувати повністю. Для панелей T-Flex і Panelcord використовують однакові кріплення — бокові та центральні притискні бруси.

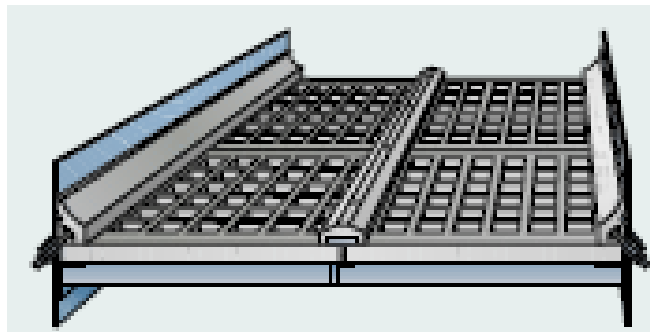


Рис. 4.14. Самонесуча поверхня просіювання Trellex T-Flex SS

Систему Trellex T-Flex US (рис. 4.15) використовують для крупного та середнього грохочення з виділенням класу продукту до 15 мм. Тобто вона більш універсальна для грохотів із опорними рамами бокового розтягання. Панелі монтують за місцем на кріплення того ж типу, що і панелі Panelcord та T-Flex SS без розтягання. Сита виготовляють різної стандартної товщини з різними за розмірами і формою чарунками.

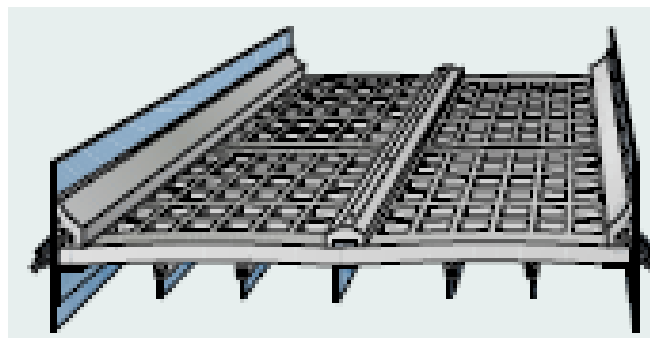


Рис. 4.15. Сито грохота TrellexT-FlexUS

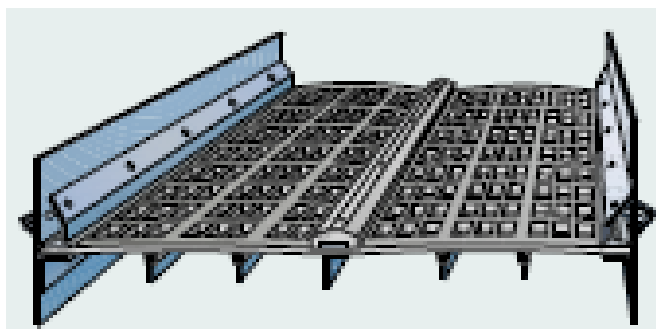


Рис. 4.16. Сито грохота TrellexT-Cord

У натяжних гумових панелях Trellex для тонкого та середнього грохочення, наприклад Trellex T-Cord (рис. 4.16), ситові поверхні оснащено простими у використанні гаками для натягу. Такі поверхні встановлюють аналогічно до тканих і дровових панелей із поздовжнім і поперечним розтяганням. Панелі дають

можливість отримувати продукт крупністю 4...100 мм.

Подовження терміну служби досягнуто за рахунок використання попередньо натягнутого корду та зносостійкої гуми Trellex T60. Для грохотів шириною понад 1200 мм слід використовувати центральні притискні балки. Зазвичай ці панелі виготовляють товщиною 5...35 мм. Панелі Trellex T-Cord поставляють з гаками розтягнення.

Переваги цих панелей:

- виготовлені на замовлення з натяжними гаками, які відповідають конкретному грохоту;
- великий вибір за товщиною панелі для роботи з матеріалом розміром до 250 мм;
- зменшений час зупинок і зменшений час на обслуговування;
- можливість використання на відкритих гірничих роботах, гравійних кар'єрах, у шахтах і на металургійних заводах;
- виготовлені зі зносостійкої гуми Trellex T60 для гірничо-збагачувальної промисловості;
- широкий вибір додаткового оснащення, а саме гумових центральних притискних брусків і спеціальних гумових профілів.

Самоочисні панелі Trellex Superflex (рис. 4.17) використовують для дрібного в'язкого матеріалу.

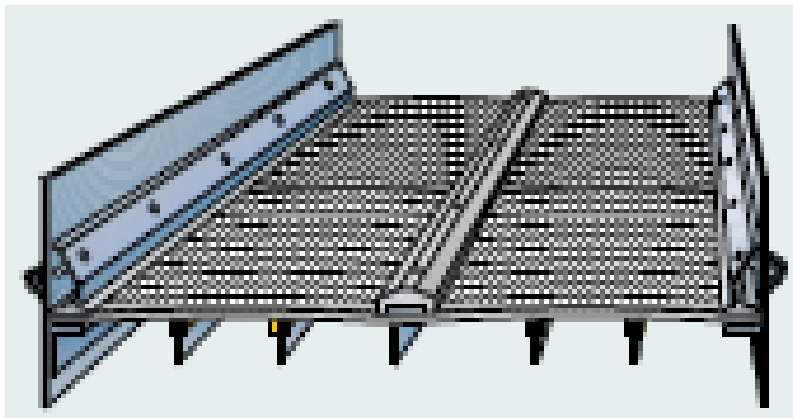


Рис. 4.17. Самоочисні панелі Trellex Superflex

Особливість їх полягає у тому, що використано тонку гумову тканину, аналогічну до мембрани на гумових профілях, що забезпечує розділення дрібного матеріалу. Гнучкість мембрани запобігає забиванню чарунок і сприяє їх самостійному очищенню.

Панелі виготовляють різної товщини зіштампованими або литими отворами. Панелі Superflex встановлюють на грохоти з поздовжніми опорами у разі поздовжнього і поперечного розтягнення. Вони мають легкі розтяжні гаки для безпосереднього встановлення на грохот. Роботу системи Superflex покращено за рахунок використання нових поліуретанових поперечок. Їх вкладають для утримування тканини, щоб запобігти її сходженню з напрямку та зношуванню. Завдяки цьому досягають збільшення терміну експлуатації. Поперечки піднімають тканину з опор, тому неперфоровані ділянки поблизу опор більше не потрібні, що збільшує корисну площу грохота.

Поліуретанові панелі Trellex T-Flex PU і Trellex T-Cord PU (рис. 4.18) виготовляють різних розмірів і класів із особливо зносостійкого поліуретану та випускають різних розмірів. Панелі випускають зі сталевим армуванням на замовлення. Їх можливо встановлювати на будь-які вібраційні грохоти без модифікації рами. Отвори виконують методами точного ливарництва щілиноподібної або квадратної форми. Панелі використовують для тонкого грохочення.



Рис. 4.18. Панелі Trellex T-Cord PU і Trellex T-Flex PU

Панелі Trellex T-Cord PU натягують так само, як і дротові сітки, оскільки вони мають армування зі сталевих тросів і майже не розтягуються, маючи спеціальні гаки для розтягнення.

Панелі Trellex T-Flex PU кріплять різними способами за допомогою бічних затискачів, клинових систем або болтами до несучої рами. Панелі Trellex T-Flex PU можуть працювати на барабанних грохотах.

Переваги таких панелей:

- довший термін експлуатації;
- знижений рівень шумів;
- можливість самоочищення;
- точність сепарації;
- можливість встановлення на будь-який грохот без модифікації.

Пилопридушення систем Trellex. Виділення частинок у навколишнє середовище небезпечне для здоров'я людини. Пил прискорює зношування машин і обладнання, а також зумовлює корозію, що робить процес ремонту й обслуговування більш трудомістким. Корпорація «Metso Minerals» пропонує технічні рішення пилопридушення під час роботи грохотів, живильників, бункерів та іншого обладнання заводів. Еластичність гумових панелей Trellex забезпечує їх опір вібраційним навантаженням, дає змогу герметизувати майже будь-який тип обладнання. Комбінація пилотривалих екранів Trellex і стандартних металевих профілів STM забезпечує створення легкої і ефективної системи пилопридушення з люками для обслуговування, а також сприяє зниженню рівня шумів.

На кар'єрі (продуктивністю 600 т/год) з високим умістом силікатів у породі за використання обладнання пилопридушення Trellex, футеровок жолобів і сит, а також повітряної витяжки вміст пилу знижено з 25 до 0,5 мг/м³, а рівень шумів знижено з 95 до 76 дБ.

4.7. Мокре грохочення

Використання мокрого процесу в гірничій справі потребує обґрунтованого вибору устаткування для промивання під час грохочення.

Мета промивання — видалення небажаних домішок із матеріалу: глини, м'яких порід, коріння тощо; розділення; зневоднення. Цей процес відбувається за допомогою:

- прямого промивання на вібраційних грохотах за високого вмісту глини або інших пластичних компонентів (для крупного матеріалу);
- попереднього промивання у коритних мийках (для матеріалів, що досить важко піддаються поділу);
- промивання у шнекових мийках дрібнішого матеріалу.

Промивання на грохотах. Дані для промивання на грохоті:

- тиск води у форсунках: 0,1...0,3 МПа;
- обсяг води: в 1...3 рази більший за обсяг матеріалу, що піддається просіюванню, при цьому:
 - а) у 0,5...1,5 разу більше для порівняно чистого матеріалу;
 - б) в 1...3 рази більше для матеріалу, що містить глину або дрібні частинки.

Розведення труб над грохотом виконують так:

- труби потрібно розташовувати приблизно нарівно над кожною декою й так, щоб перша труба деки розміщувалася після останньої труби попередньої деки;
- розташування має бути близьким до типового, розглянутого на рис. 4.19.

Система промивання — це набір металевих труб діаметром не менше ніж півтора дюйми, закритих з одного кінця, зі спеціальними форсунками, встановленими в середньому через кожні 300 мм для створення суцільної водної завіси. Труби з загальною трубою



Рис. 4.19. Промивання подачею води через форсунки зі створенням водяної завіси

з'єднують гнучким шлангом через окремий вентиль для кожної труби.

Механічні втрати води в трубах залежатимуть від типу форсунок і їх кількості на кожній трубі. Є чотири типорозміри форсунок типу Trellex Trellspray. Їх вибір залежить від значень діаметра водяного отвору, робочого тиску, витрат потоку.

Промивання виконується водою, яку подають через форсунки так, щоб вода створювала водяну завісу, напрямлену під тиском на розділюваний на грохоті матеріал (рис. 4.19).

Форсунки встановлюють на металеві труби, розміщені перпендикулярно до потоку матеріалу.

Для виділення дрібних частинок після зневоднювальних грохотів, шнекових мийок або спіральних класифікаторів, можна використовувати циклони, фільтри, колектори, згущувачі тощо.

Форсунки Trellex Trellspray ефективні за тиску води у діапазоні 0,3...3,0 бар (4...40 PSI). Форсунки дають чітко виражений потік віялоподібного типу, який забезпечує ефективне промивання матеріалу. Вони також придатні для пилопридушення. Форсунки виготовляють з поліуретану, вони більш вигідні з економічного погляду та стійкі до абразивного впливу і корозії. Форсунки можуть мати до чотирьох робочих отворів, відповідно позначених таким кольоровим кодом:

- зелений — 5 мм;
- блакитний — 7 мм;
- жовтий — 9 мм;
- червоний — 11 мм.

За їх форму вони отримали умовну назву «гусячий дзьоб» (рис. 4.20). Параметри форсунок фінської корпорації «Mesto Minerals» наведено в табл. 4.8.



Рис. 4.20. Форсунки типу «гусячий дзьоб»

Таблиця 4.8. Параметри форсунок

Вертикальна відстань від форсунки до сита, мм	Отвір, мм	5		7		9		11	
	Тиск, бар	1,5	2,5	1,5	2,5	1,5	2,5	1,5	2,5
200	Розміри форсунок, мм	600	700	600	800	600	800	600	800
300		750	850	800	1000	600	800	600	800
400		900	1000	1000	1200	1000	1200	1000	1200



Рис. 4.21. Форсунки типу «бобровий хвіст»

Є форсунки типу «бобровий хвіст» (рис. 4.21), у яких використовують кронштейн для кріплення на трубу. Таке кріплення більш міцне та зручне під час монтажу, оскільки не потребує зварювання для встановлення переходника на трубу.

Форсунки також виготовляють з неіржавійної сталі (рис. 4.22). Вони забезпечують стандартне віялоподібне розпилення за великого тиску і

малого кута розпилення.

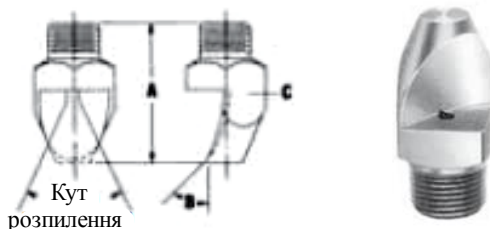


Рис. 4.22. Форсунки з неіржавійної сталі

Приклад. Розрахунок системи промивання.

Кількість форсунок на трубу: $N_b = B/0,3$, де B — ширина грохота, м.

Потік води на грохот: $V = KQ$,

де Q — продуктивність (живлення) грохота, м³/год;

K — коефіцієнт, залежний від промивного матеріалу;

$K = 0,5...1,5$ — для порівняно чистого матеріалу;

$K = 1...3$ — для матеріалу з високим умістом глини.

Після визначення кількості форсунок на трубі (N_b) можливо розрахувати потік у трубі (V_t) у кубічних метрах за годину для кожної комбінації типу форсунки, тиск і кількість труб (N_t):

$$N_t = V / V_t = 5(K \cdot Q)/(N_b \cdot V_b);$$

$$V = K \cdot Q;$$

$$V_t = N_b \cdot V_b = (B/0,3) \cdot V_b(60/1000);$$

$$V_t = B \cdot V_b / 5, \text{ м}^3/\text{год},$$

де V_b — витрата через кожну форсунку, л/хв.

Примітка: грохоти з трьома й чотирма деками не мають достатнього простору на другій і четвертій деках для установки труб. Для кожної із цих дек рекомендовано встановлювати три труби.



Контрольні запитання

1. Що називають просіюванням?
2. Які основні функції просіювання на гірничо-збагачувальних фабриках?
3. Що називають ефективністю просіювання?
4. Що надає можливість оцінити ефективність просіювання?
5. Який порядок проведення ситового аналізу?
6. Які види поверхонь просіювальних грохотів?
7. Що називають живим перетином сита грохота?
8. Який головний недолік нерухомих колосникових грохотів?
9. Яким нормативним документом стандартизовані віброгрохоти?
10. Як розшифрувати марку грохота ГІТ-41?
11. Складіть рівнодіючу P_x сил інерції самобалансного вібраційного грохота.
12. Які переваги модульної системи грохочення Trellex?
13. Яка типова довжина модулів Trellex 300 LS та Trellex 305 LS?
14. Яке призначення гумової панельної системи Trellex Panelcord?
15. Яке призначення верхніх планок товстих панелей системи Trellex Panelcord та у чому полягає їх особливість?
16. Продукт якого розміру можна отримувати на грохотах із натяжними гумовими панелями Trellex T-Cord?
17. Які є типи панелей самоочисних грохотів для використання на мілкому та в'язкому матеріалі?

РОЗДІЛ 5 РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД. ЗАКОНИ ДРОБЛЕННЯ

5.1. Міцнісні властивості гірських порід розкриття рудних мінералів

Основні властивості гірських порід можна поділити на дві групи:

— **фізичні** — щільність, пористість, вологість, змочуваність, магнітна сприйнятливість, звуко-, електро- і теплопровідність тощо;

— **механічні** — міцність, твердість, пластичність, деформованість, абразивність тощо.

Під час руйнування гірських порід механічним способом мають значення їх механічні властивості, що характеризують здатність до опору силовим впливам і залежно від виду й інтенсивності останніх — до зміни розмірів, форми, стану.

Міцність — властивість гірської породи в певних умовах і границях, не руйнуючись, сприймати силові впливи.

Твердість — властивість гірської породи, не руйнуючись, чинити опір у разі місцевого поверхневого контактного силового впливу.

Пластичність — властивість гірської породи під дією зовнішніх сил змінювати, не руйнуючись, свою форму й розміри.

Деформовність — властивість гірської породи змінювати форму й розміри внаслідок силового впливу на неї.

Міцність гірських порід зумовлена руйнівними напруженнями стискання $\sigma_{ст.}$, зсуву $\sigma_{зс}$ і розтягання $\sigma_{р.}$

Для вугілля, наприклад, усі три показники перебувають у такому співвідношенні: $\sigma_{ст} : \sigma_{зс} : \sigma_{р}$ як 1:0,3:0,1. Експериментальне визначення показників — досить складний процес. Руйнівні напруження стискання $\sigma_{ст}$ і розтягання $\sigma_{р}$ для деяких порід наведено у табл. 5.1 [13].

Опір гірських порід руйнуванню визначають різні показники. Для практичних цілей у геотехнології використовують запропонований М. М. Протодьяконовим коефіцієнт міцності гірських порід f , що характеризує відносний опір руйнуванню гірської породи під час її дроблення. За одиницю коефіцієнта міцності $f = \sigma_{ст}/10$ беруть границю міцності породи $\sigma_{ст}$ за одноосового стискання, рівного 1 кН/см². За коефіцієнтом міцності М. М. Протодьяконов класифікував усі гірські породи: їх розділено на десять категорій,

причому для найбільш слабких (пливунних) $f = 3$, надміцних $f = 20$. Наприклад, для залізистих кварцитів $f = 15 \dots 18$; вапняку, мідного колчедану — $f = 5 \dots 10$; вугілля, каоліну — $f = 2 \dots 5$.

Таблиця 5.1. Значення руйнівного напруження стискання $\sigma_{ст}$ і розтягання σ_p для деяких порід

Породи	Границя міцності, МПа	
	на стискання $\sigma_{ст}$	на розтягання σ_p
Антрацит	10...35	0,5...0,9
Аргіліт	21...77	1...8
Вугілля буре	5...9	0,2...1,5
Вугілля кам'яне	2,4...13	0,1...0,5
Граніт	180...240	—
Пісковик крупнозернистий	140...176	5...7
Антрацит	10...35	0,5...0,9

З погляду технології збагачення, корисні копалини за дробленістю поділяють на м'які — $f < 8$; середньої твердості — $f = 8 \dots 15$ і тверді — $f > 15$.

5.2. Призначення, суть та основні параметри процесів дроблення і здрібнювання

Дробленням і здрібнюванням називають процеси руйнування й зменшення розмірів кусків сировини під дією зовнішніх механічних, теплових та електричних сил. Останні спрямовані на подолання внутрішніх сил зчеплення, що зв'язують між собою частинки твердої речовини.

Між дробленням і здрібнюванням немає принципової різниці. Умовно вважають, що під час здрібнювання отримують продукт із максимальним розміром зерен, меншим за 3 мм. Дроблення й здрібнювання під збагачення — це підготовчі операції, призначені для роз'єднання (розкриття) рудних зерен різних мінералів, наявних у корисній копалині у вигляді тісно переплетених зрощень. Чим більше розкриваються (звільняються один від одного) мінерали під час дроблення та здрібнювання, тим успішніше проходить подальше збагачення сировини.

Дроблення досить поширене у різних галузях промисловості: у будівництві (підготовка будівельних матеріалів); металургії (підготовка шихтових матеріалів — флюсів); коксохімії (отримання вугільної шихти перед коксуванням). Здрібнюванню піддають клінкер під час виробництва цементу, вугілля й сланці для електростанцій, що спалюють паливо в пилоподібному стані.

Способи дроблення та здрібнювання відрізняються видом деформації матеріалу. Руйнування його може відбутися унаслідок:

- **роздавлювання** (напруження стиснення перевищує границю міцності сировини на стискання);
- **розколювання й зламу** (розколювальні й розтяжні зусилля перевищують границю міцності матеріалу на розтягання);
- **зрізування й стирання** (дотичні напруги більші за границю міцності сировини);
- **удару** (його сила більша за силу зчеплення між окремими частинками матеріалу). У разі удару виникають певні пружні деформації: стискання, розтягання, вигинання й зрушення.

Результат процесу руйнування оцінюють за ступенем дроблення (здрібнювання) й ефективністю роботи дробарок (млинів).

Ступінь дроблення (здрібнювання) i — це відношення діаметрів максимальних кусків у матеріалі до та після дроблення:

$$i = D_{\max} / d_{\max}.$$

На збагачувальних фабриках дроблення й здрібнювання руд відбувається послідовно в кілька прийомів (стадій), оскільки в одній дробильній машині не можна досягти потрібного ступеня дроблення.

Залежно від крупності вихідного матеріалу й кінцевого продукту розрізняють стадії дроблення й здрібнювання (табл. 5.2).

Таблиця 5.2. Ступені дроблення й розміри зерен на різних стадіях дроблення й здрібнювання

Стадія	Максимальний розмір матеріалу, мм		Ступінь дроблення $i = D_{\max}/d_{\max}$
	вхідного	дробленого	
Дроблення			
Крупне	500...1500	100...350	4,3...5,0
Середнє	100...350	40...100	2,5...3,5
Дрібне	40...100	10...30	3,3...4,5
Здрібнення			
Грубе	10...30	2...5	5...6
Тонке	2...5	0,5...1	4...5

Ефективність роботи дробарок і млинів E виражають у тоннах дробленого (здрібненого) продукту на 1 кВт·год витраченої енергії:

$$E = Q / A,$$

де Q — маса дробленого (здрібненого) продукту, т;

A — енергія, витрачена на дроблення (здрібнювання), кВт·год.

Питома витрата енергії:

$$E_{\text{пт}} = E/Q.$$

5.3. Класичні закони дроблення

Головним у дробленні (розмір частинок до 3 мм) й здрібненні (розмір частинок менше 3 мм) є зниження витрат енергії на подолання внутрішніх сил зчеплення зерен під час руйнування масиву.

Для зміни міжатомної відстані в структурних ґратках кристалічного твердого тіла й подолання сил зчеплення між кристалами потрібна робота деформації (стискання, розтягання, зсуву або згинання). Значення цієї роботи пропорційне значенню внутрішніх сил взаємного зчеплення частинок гірської породи та залежить від природи й структури кристалів, а також розміру мікро- і макротріщин. Дроблення й здрібнення сировини після перевищення границі міцності нормальних і дотичних напружень, що виникають у матеріалі, спочатку утворюються тріщини в найслабкіших місцях, потім руйнується однорідна маса. Тому чим дрібніший продукт, тим більший опір руйнуванню.

Енергія, витрачувана на дроблення (здрібнювання), поглинається пружними та пластичними деформаціями, перетворюється на поверхневу енергію знову отриманих здрібнених зерен і розсіюється в навколишньому середовищі як теплові й інші втрати.

Існує кілька законів дроблення, які пояснюють залежність роботи, витраченої на дроблення (здрібнювання), від розмірів кусків кінцевого продукту.

За законом Рітгінгера(1867 р.) робота дроблення прямо пропорційна роботі, витраченій на утворення нової поверхні:

$$A = K_p \cdot \Delta S = K_p \cdot D^2,$$

де K_p — коефіцієнт пропорційності по поверхні, Н·м/м²;

ΔS — величина новоутвореної поверхні, м²;

D — діаметр куса подрібнюваного матеріалу, м.

Закон Рітгінгера задовільно співвідноситься з експериментальними даними здрібнювання корисних копалин (за значних ступенів здрібнювання й зростання величини питомої поверхні здрібненого матеріалу).

Закон Кірпічова–Кіка(1875 р.) випливає із теорії опору матеріалів закону подібності: за деформацію геометрично подібних і фізично однакових тіл

відповідають роботи, пропорційні роботі, витраченій на утворення нових об'ємів тіл:

$$A = K_K V = K D^3,$$

де K_K — коефіцієнт пропорційності по об'єму, Н·м/м³;
 V — об'єм куска, м³.

Користуючись цим законом, можна отримати погоджені з експериментом дані під час дроблення великих кусків (малий ступінь дроблення), коли величиною енергії, витраченої на утворення нової поверхні дробленого матеріалу, можна знехтувати.

Закон Ребіндера(1941 р.) визначає, що повна робота дроблення дорівнює сумі робіт деформації й утворення нових поверхонь:

$$A = K_P D^2 + K_K D^3.$$

Під час подрібнення, коли ступінь подрібнення малий, можна знехтувати роботою утворення нових поверхонь унаслідок її малості порівняно з роботою деформації. У цьому випадку з загального закону Ребіндера впливає інший закон — закон подрібнення Кірпічова, згідно з яким робота подрібнення пропорційна об'єму або вазі подрібнюваних тіл.

Під час подрібнення, коли ступінь подрібнення великий, можна знехтувати роботою деформації, оскільки в цьому випадку вона менша від роботи утворення нових поверхонь, а з закону Ребіндера утвориться окремий закон подрібнення Рітінгера (робота подрібнення пропорційна розміру знову утворених поверхонь). Частіше здрібнення кусків проводять за середнього ступеня подрібнення, а тому, визначаючи роботу в законі Ребіндера, слід враховувати як роботу деформації, так і роботу утворення нових поверхонь, тобто вважати роботу подрібнення пропорційною як об'єму, так і поверхні подрібнюваних тіл.

Якщо припустити, що робота подрібнення пропорційна середньому геометричному з об'єму та поверхні подрібнюваних тіл, то отримаємо окремий закон подрібнення Бонда.

Закон Бонда (1952 р.). Ф. С. Бонд (грунтуючись на законі Ребіндера) запропонував уважати роботу дроблення одного куска пропорційною середньому геометричному його об'єму та поверхні:

$$A = K_B \sqrt{D^2 D^3} = K_B D^{2.5}.$$

Слід зазначити, що наведені закони отримані для досить спрощених схем руйнування одиничного куска (зерна) без урахування теорії міцності. Не слід припускати, що складніші залежності витрат енергії від гранулометричного складу продуктів у процесах дроблення й здрібнювання можуть бути подані у такій простій формі. Якщо невідомі коефіцієнти пропорційності, то ці формули законів дроблення не можна використовувати для кількісних розрахунків під час визначення абсолютного значення роботи дроблення. Їх використовують для порівняльного оцінювання процесів дроблення, коли досить лише розрахувати відносні значення роботи, затраченої на дроблення.

Гіпотеза Кічігіна (1979 р.) враховує крім пружних і пластичних характеристик також і дефектність породного масиву:

$$A = A_{\text{пр}} + A_{\text{пл}} - A_{\text{деф}} = P_{\text{к}} (1 - \kappa + 0,5 P_0 \arcsin \kappa + 0,5 P_0 \cdot \kappa \sqrt{1 - \kappa^2} + 4 P_0 \cdot B^{-1} \mu \theta \pi \cdot V_z^{\text{П}-1} \times \\ \times L[(1 + \kappa) / (1 - \kappa)] - K_{\text{деф}} \sqrt{2E [\gamma_{\text{пр}} + \gamma_{\text{пл}} / \pi C] Z}.$$

де $A_{\text{пр}}$ — робота пружних сил;

$A_{\text{пл}}$ — робота пластичних сил при утворенні нових поверхонь;

$A_{\text{деф}}$ — робота при наявності дефектів у породному масиві;

$P_{\text{к}}$ — контактна міцність породного масиву;

P_0 — максимальний пружний тиск;

κ — координата руйнування;

B — радіус зони руйнування;

μ — динамічна в'язкість породного масиву;

V_z — швидкість інструменту;

θ — кут навантаження породного масиву;

П — коефіцієнт пластичності;

$K_{\text{деф}}$ — коефіцієнт дефектності;

E — модуль Юнга масиву;

$\gamma_{\text{пр}}$ і $\gamma_{\text{пл}}$ — питома енергія утворення нових поверхонь у результаті руйнування відповідно пружних і пластичних зв'язків;

C — напівдовжина магістральної тріщини у породному масиві;

Z — переміщення інструменту віссю Z .

Відомі чотири основні способи подрібнення: роздавлювання, розколювання, стирання, подрібнення ударом. На гірничо-збагачувальних

фабриках дробарки працюють переважно роздавлюванням і ударом за додаткових стираючих і згинальних впливів на подрібнюваний матеріал.

Крупне, середнє і дрібне подрібнення проводять сухим способом. Мокре подрібнення застосовують тільки в тому випадку, коли подрібнюваний матеріал містить глину, яку слід відмити одночасно з подрібненням. У деяких випадках воду подають у невеликій кількості з отворів у приймальну воронку дробарки крупного подрібнення для зволоження руди та зменшення пилоутворення.

Здрібнювання зазвичай проводять із використанням води. Мокре здрібнювання більш продуктивне, відбувається без пилоутворення і дає змогу легко транспортувати здрібнені продукти. Сухе здрібнювання застосовують в окремих випадках, коли не можна допустити контакту подрібнюваного матеріалу з водою та коли здрібнений продукт обробляють сухим, а також у разі самоздрібнювання руд у млинах «Аерофол».

5.4. Машини для подрібнення і здрібнювання

Для дроблення та подрібнювання грудок мінеральної сировини та інших твердих матеріалів використовують дробарки.

Усі дробарки поділяють на:

- дробарки, що працюють за принципом стискання, тобто здавлюють матеріал, доки він не зруйнується;
- дробарки динамічної дії, які використовують принцип динамічного навантаження для руйнування матеріалу.

Машини, застосовувані на гірничо-збагачувальних фабриках, поділяють на такі основні класи: щоківі, вібраційні щоківі дробарки (ВЩД), конусні, конусні інерційні дробарки, валкові, молоткові дробарки та дезінтегратори, барабанні млини.

Суттєва відмінність дробарок від млинів полягає у тому, що у дробарках немає зіткнення між їхніми робочими органами, що подрібнюють гірську масу. Між ними завжди є проміжок, що заповнюється у процесі роботи подріблюваним матеріалом. Подрібнювальні тіла млинів зіштовхуються між собою за холостого ходу, а за роботи під навантаженням вони розділяються шаром матеріалу.

Ефективність роботи (питомі енерговитрати) дробарок визначають за витратою електроенергії на подрібнення і виражають у тоннах подрібнюваного продукту на 1кВт·год витраченої електроенергії. Обернену величину (1кВт·год на тонну подрібненого продукту) називають питомою витратою електроенергії $E_{пт}$.

Загальні принципи вибору обладнання для подрібнення. Під час вибору обладнання для подрібнення слід оцінити: виробничі умови та призначення; тип обладнання; типорозмір; основні технологічні характеристики (продуктивність, ширина вихідного отвору, кількість одиниць обладнання, коефіцієнт завантаження тощо).

Виробничі умови та призначення суттєво впливають на вибір типу та розміру обладнання для подрібнення гірських порід. У цьому разі слід враховувати твердість корисної копалини, розміри кусків вхідного і дробленого продуктів, а також потрібну продуктивність. Також впливають на вибір обладнання фізико-механічні властивості родовища, звідки гірнична маса надходить на ДСЗ.

Якщо можливе використання обладнання декількох типів, обирають за техніко-економічним аналізом і порівнянням варіантів.

За крупністю вхідного та дробленого продуктів розрізняють три стадії дроблення (табл. 5.3).

Таблиця 5.3. Стадії дроблення за крупністю вхідного та дробленого продуктів

Стадія дроблення	Крупність продукту, мм	
	вхідного	дробленого
Крупне	1200...500	350...100
Середнє	350...100	100...40
Дрібне	100...40	40...10

Продуктивність обладнання розраховують за:

- функціональними й емпіричними залежностями з каталогів і довідників;
- нормами питомого навантаження;
- питомими витратами електроенергії;
- часом перебування матеріалу в апараті;
- ККД апарата тощо.

Кількість апаратів визначають як відношення потрібної (заданої) продуктивності операції до розрахункової продуктивності апарата. При цьому потрібно враховувати нерівномірність його використання і нерівномірність надходження потоку гірської маси. Більша кількість однотипного обладнання на однакові операції зменшує надійність технологічної схеми, потребує великих площ для розміщення та збільшення кількості обслуговуючого персоналу, ускладнює обслуговування і ремонт.

Вітчизняний та зарубіжний досвід вказує на потребу передбачати резервне обладнання. На кожні три–чотири встановлені дробарки середнього і дрібного типорозміру та грохоти слід мати одну запасну одиницю обладнання. Резерв обладнання не передбачають для операцій крупного дроблення, подрібнення, збагачення, оскільки повна заміна обладнання є довготривалим, трудомістким і витратним процесом. У цьому випадку доцільно передбачити необхідний час для регулярного огляду та ремонту.

Щоківі дробарки. У щоківих дробарках матеріали роздушують між двома щоками, одна з яких нерухома, а друга — рухома, що хитається. Ця щока шарнірно рухома на нерухомій або рухомій осі та поперемінно наближається до нерухомої щоки і віддаляється від неї. Під час зближення щок куски, що містяться між ними, роздушуються. Крупність максимальних кусків у подріблюваному продукті визначена шириною вихідної щілини між рухомою та нерухомою щоками.

Хитні рухи щоки створює обертовий ексцентриковий вал через передавальний механізм. Залежно від розміщення осі рухомої щоки розрізняють щоківі дробарки з верхнім і нижнім підвісом (рис. 5.1).

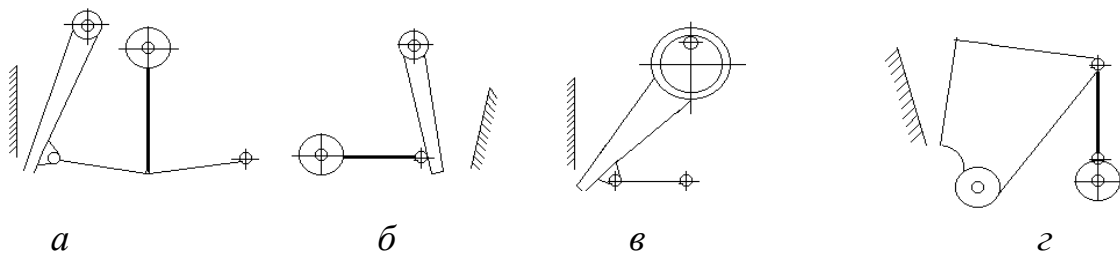


Рис. 5.1. Кінематичні схеми щоківих дробарок:

а — з верхнім підвісом щоки та вертикального шатуна;

б — з верхнім підвісом щоки та горизонтального шатуна;

в — з верхнім підвісом і складним рухом щоки (вісь підвішування — ексцентриковий вал); *г* — із нижнім підвісом щоки

За верхнього підвісу рухома щока найбільшого розмаху досягає внизу, біля місця виходу продукту, ширина вихідної щілини змінна. За нижнього підвісу — найбільший розмах угорі, біля місця надходження вихідного матеріалу, ширина вихідної щілини постійна.

Щоківі дробарки з верхнім підвісом призначені для подрібнення корисних копалин із наявністю крупнокускових компонентів.

Щоківі дробарки з горизонтальним шатуном є тільки закордонного виробництва. Дробарки зі складним рухом рухомої щоки застосовують у будівництві, під час дорожніх робіт і на гірничо-збагачувальних фабриках

малої продуктивності. Останніми роками з'явилися щоківі дробарки зі складним рухом рухомої щоки великих розмірів.

Сталість ширини вихідної щілини в дробарках із нижнім підвісом гарантує визначену крупність максимального куска, що є перевагою дробарок цього типу, але обмежує їх продуктивність. Розвантаження їх ускладнене і дробарка легко забивається у разі перевантажень.

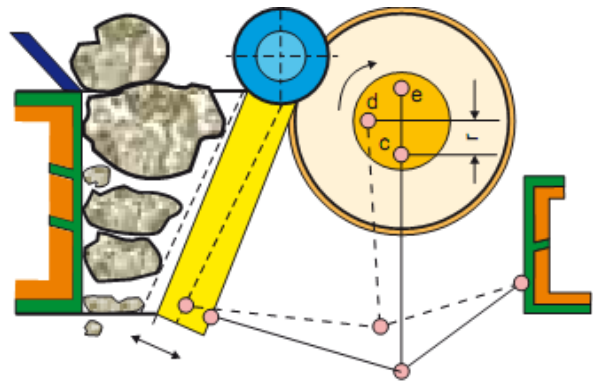
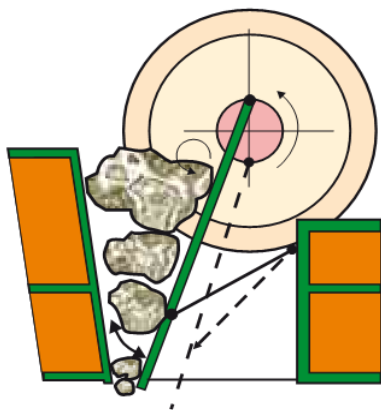
Наразі для збільшення ступеня подрібнення щоківі дробарки порівняно зі старими конструкціями виготовляють зі збільшеною висотою камери подрібнення. Ця висота приблизно у 2...2,3 рази більша від ширини приймального отвору. Крім того, футеровку нерухомої щоки в нижній частині скошують для утворення в місці розвантаження рівнобіжної зони.

Для роздавлювання потрібно, щоб хід щоки був більшим за зміщення, що визначається відносним пружним стисканням кусків матеріалу. Хід щоки на рівні приймального отвору встановлюють рівним приблизно одній сотій від ширини приймального отвору. Ширину випускної щілини можна регулювати заміною розпірних плит, а в малих дробарках — встановленням прокладок і болтами.

Масивність рухомих частин ускладнює запуск дробарок. В новітніх конструкціях щоківих дробарок введено триступінчастий запуск. Перший ступінь — приведення маховика в рух; другий ступінь — передача обертання валу дробарки; третій ступінь — забезпечення обертання другого маховика, що за допомогою своєї фрикційної муфти зчеплюється з валом дробарки.

В останніх конструкціях щоківих дробарок (завод «Волгоцеммаш») окрім фрикційних муфт передбачено запуск за допомогою обгінної муфти та мікропривода потужністю 10...12 кВт. Обгінна муфта з'єднує вал головного клинопасового шків головного привода з вихідним валом редуктора мікропривода. Під час запуску дробарки мікропривод повільно обертає обгінну муфту, яка, заклинюючись, обертає вал головного клинопасового шків. Після того, як ексцентриковий вал рушив із витримкою 20...40 с, вмикається головний електропривод і дробарка запускається. За наявності мікропривода з муфтою випередження фрикційні муфти на ексцентриковому валу дробарки виконують роль захисного пристрою. Застосування мікропривода надає змогу запускати дробарку під завалом.

Щоківі дробарки порівняно з конусними більш пристосовані для дроблення глинистих і вологих руд, займають менше місця по висоті, простіші конструктивно, але менш придатні для дроблення матеріалів пластинчастої форми. Щоківі дробарки є двох типів: із одиночною розпірною плитою (рис. 5.2, а) та з подвійною роздільною плитою (рис. 5.2, б).



а б

Рис. 5.2. Щоківі дробарки:

а — з однією розпірною плитою; б — із подвійною розпірною плитою

Вушко рухомої щоки закріплено у шатунному механізмі, який виконує зворотно-поступальні рухи. Для подовження періоду функціонування роздавлюючі щоки армують накладками з марганцевих сталей, які менше зношуються. Щоків дробарка з подвійною розпірною плитою має два вали та дві розпірні плити. Перший вал є шарнірною віссю у верхній частині дробарки, а другий — ексцентриковий вал, приводить у дію обидві розпірні плити. Рухомі щоки виконують чистий зворотно-поступальний рух щодо нерухомих щок. Простий рух, що зумовлює стиснення матеріалу як на вході, так і на виході, забезпечує дробарці з одиночною розпірною плитою більшу продуктивність порівняно з дробаркою із подвійною розпірною плитою однакового типорозміру.

У дробарках зі складним рухом рухомі щоки підвішені безпосередньо на ексцентриковий вал. Унаслідок цього всі точки поверхні рухомої щоки описують овальні траєкторії, тому матеріал піддається не тільки роздавлюванню, але й стиранню. Щоків дробарки мають ступінь дроблення 4...6.

Методику визначення розрахункової продуктивності щоків дробарок [33] рекомендовано для орієнтовного визначення продуктивності щоків дробарок. Вхідні дані для розрахунку такі:

- границя міцності на розтягання σ_p , МПа;
- зерновий склад вхідного матеріалу, визначений за допомогою мірних кілець або сит із круглими отворами;
- насипна маса продукту дроблення, ρ , т/м³;
- насипна маса матеріалу класу крупності більшого, ніж D_2 у вхідному матеріалі, ρ_1 , т/м³ (D_2 — розмір куску, мм, значення якого для кожного типорозміру наведено у табл. 5.3[25]).

Продуктивність дробарки, м³/год:

$$Q = K \frac{\sum_{i=1}^4 D_{\text{ср}i} \cdot \gamma_i \cdot Q_i}{\rho \cdot \sum_{i=1}^4 D_{\text{ср}i} \cdot \gamma_i},$$

де K — коефіцієнт, який залежить від типу породи, що підлягає дробленню (для вивержених порід $K = 1$, карбонатних порід $K = 0,84$, для валунного матеріалу $K = 0,9$);

$D_{\text{ср}i}$ — середній розмір зернового складу вхідного матеріалу i -го класу крупності, мм;

γ_i — вміст i -го класу крупності у матеріалі, що підлягає дробленню, в.о.;

Q_i — продуктивність під час дроблення одного i -го класу крупності, т/год.

Зерновий склад вхідного матеріалу слід розбити на чотири класи крупності з граничними розмірами $D_2 - D_1$; $D_3 - D_2$; $D_4 - D_3$ і $0 - D_4$,

де D_1 — найбільший розмір куска вхідного матеріалу, мм ;

D_3 — розмір куска, що дорівнює ширині b вихідної щілини дробарки, мм;

D_4 — розмір куска, що дорівнює різниці вихідної щілини дробарки і ходу рухомої щоки, мм.

Продуктивність Q_1 дроблення матеріалу класу крупності $D_2 - D_1$, т/год:

$$Q_1 = \left\{ \frac{Q_0}{1 + \lg \frac{\sigma_p}{2}} \left[1 + 2 \sqrt[3]{\lg b - \delta} - \sqrt{\lg b_0 - \delta} \lg D_1 \right] + a b - b_0 \right\} \rho_1,$$

де a, b_0 — сталі коефіцієнти, отримані з табл. 5.4 [25].

Продуктивність дроблення матеріалу класу крупності $D_3 - D_2$, т/год:

$$Q_2 = Q_1 \cdot \lg D_{\text{ср}1} / \lg D_{\text{ср}2},$$

де $D_{\text{ср}1} = 0,5(D_1 + D_2)$ — середній розмір класу крупності $D_2 - D_1$, мм;

$D_{\text{ср}2} = 0,5(D_3 + D_2)$ — середній розмір класу крупності $D_3 - D_2$, мм.

Продуктивність дроблення матеріалу класу крупності $D_4 - D_3$, т/год:

$$Q_3 = 0,97 Q_1 \lg D_{\text{ср}2} / \lg D_{\text{ср}3}^2,$$

де $D_{\text{ср}3} = 0,5(D_4 + D_3)$ — середній розмір класу крупності $D_4 - D_3$, мм.

Продуктивність у разі дроблення матеріалу класу крупності $0 - D_4$, т/год:

$$Q_4 = 3,2 \frac{Q_1 \cdot \gamma_1 \cdot D_{\text{ср}1} + Q_2 \cdot \gamma_2 \cdot D_{\text{ср}2}}{\gamma_1 \cdot D_{\text{ср}1} + \gamma_2 \cdot D_{\text{ср}2}}.$$

Таблиця 5.4. Параметри та норми для різних типорозмірів дробарок

Параметри і норми Типорозмір	Діаметр куска, D_2 , мм	Хід рухомої щоки дробарки δ , мм	Ширина вихідної щілини дробарки, b_0 , мм	Продуктивність, Q_0 , м ³ /год	Коефіцієнт a , в.о.
ЩДП-9×12	250	38...39	130	206	0,545
ЩДП-12×15	300	40...43	150	285	0,917
ЩДП-15×21	300	45...47	180	880	1,85
ЩДП-21×25	300	50...55	250	110	2,63
ЩДС-I 2,5×9	90	12...13	20	8,0	0,279
ЩДС-I 4×9	100	20...21	40	22,2	0,404
ЩДС-II 1,6×2,5	70	8,9...10,9	13	1,1	0,016
ЩДС-II 2,5×4	90	12...13	20	4	0,055
ЩДС-II 4×6	100	20...21	40	14,5	0,18
ЩДС-II 6×9	250	19...23	75	53,5	0,608
ЩДС-II 9×12	250	38...39	130	206	0,545
ЩДС-II 12×15	300	40...43	150	385	0,917
ЩДС-II 15×21	300	45...47	180	880	1,85
ЩДС-II 21×25	—	—	—	—	—

Вібраційні шоківі дробарки призначено для дроблення міцних і штучних матеріалів (зокрема феросплавів), а також відходів виробництва (металургійні шлаки, відходи залізобетонних виробів). Характерні особливості: високий ступінь дроблення, у 1,5...2 рази вищий порівняно з традиційними шоківими дробарками; безаварійність у разі надходження тіл (наприклад, металевих), що не підлягають дробленню; динамічних навантажень на опорну поверхню немає.

Для крупного дроблення використовують ВЩД (рис. 5.3). Їх технічні характеристики наведено у табл. 5.6. Принцип дії ВЩД полягає у дробленні матеріалу між двома рухомими щоками 1, підвішеними до корпусу 2 на торсіонах 3. Щоки дробарки виконують протифазні синхронні коливання під дією віброзбудників 4, які одночасно зумовлюють вертикальні коливання машини на пружних елементах 5.

Дробарки шоківі вібраційні ВЩД-238А, ВЩД-240, ВЩД-1238, виробництва ВАТ «Автоматика» (Росія, Санкт-Петербург), призначені для дроблення крихких руд і нерудних матеріалів, зокрема феросплавів. Дробарки цього класу можуть бути використані для переробки металургійних шлаків, будівельних відходів і залізобетонних відходів, а також для виробництва щебеню. Технічні характеристики наведено у табл. 5.5.

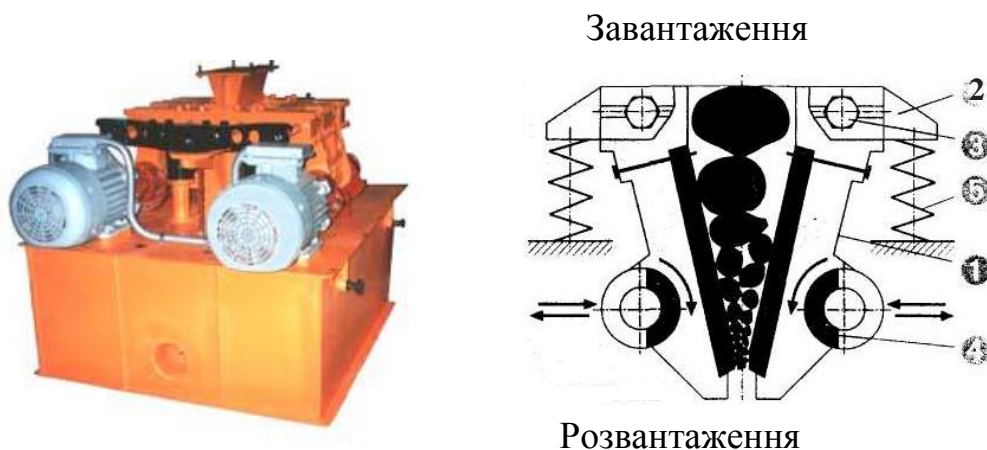


Рис. 5.3. Вібраційна щокочна дробарка

Таблиця 5.5. Технічні характеристики вібраційних щокочних дробарок

Характеристика Тип	Максимальна продуктивність на матеріалі середньої міцності, т/год	Максимальна крупність куска живлення, мм *)	Крупність готового продукту, мм	Частота коливань щок, хв^{-1}	Потужність привода, кВт	Габарити: довжина, ширина, висота, мм	Маса, т
ВЩД 80×300	1	65	15	1500	2×7,5	1,5×1,24×1,4	1,4
ВЩД 130×300	1,2	110	20	1500	2×11	1,76×1,37×1,2	1,5
ВЩД 440×800	35	350	45	1100... 1500	2×30	2,7×2,2×2,3	17
ВЩД 440×1200	50	350	50	1000... 1300	2×45	4,0×3,15×2,5	20
ВЩД 600×800	55	500	70	1000... 1500	2×37	3,1×3,0×2,76	20
ВЩД 1000×1200	200	800	80	1000	90	4,8×4,5×4,4	60*

* регульована величина

Технічні характеристики ВЩД за даними АТ «Механобр» (Росія, Санкт-Петербург) наведено у табл. 5.6.

Переваги ВЩД:

— ударно-вібраційна дія щок, за якої для руйнування матеріалу потрібні менші зусилля, ніж у звичайних щокочних дробарках;

- висока частота ударів щок, які забезпечують підвищений ступінь дроблення до 10...20 і вище порівняно зі ступенем дроблення 4...6 щоккових дробарок із простим рухом щок (ЩДП);
- підвищена продуктивність за рахунок напрямленого вібраційного впливу рухомих щок на матеріал;
- можливість роботи як за дозованого живлення, так і під завалом із повністю завантаженою камерою дроблення;
- автоматичне пропускання тіл, що не підлягають дробленню або розміри яких перевищують розмір розвантажувальної щілини;
- простота конструкції за рахунок використання самосинхронізованих вібробуджувачів;
- динамічна врівноваженість і м'яка віброізоляція для запобігання передачі динамічних навантажень на основу та можливості зменшення маси фундаменту;
- низька питома енерго- і металомісткість порівняно зі звичайними щокковими дробарками, завдяки чому можна знизити експлуатаційні витрати.

Таблиця 5.6. Технічні характеристики щоккових вібраційних дробарок

Показники	Модифікація		
	ВЩД-238А	ВЩД-240	ВЩД-1238
Продуктивність, т/год	35	50	35...55
Крупність вхідного живлення, мм	350	350	500
Ступінь дроблення не перевищує, в.о.	10	10	10
Розмір приймального отвору, мм	440×800	440×1200	600×800
Висота камери дроблення, мм	1100	1100	1800
Кут захвату, ...°	16	16	16...18
Розмір розвантажувальної щілини для безударного режиму, мм (не менше ніж)	15	20	40...60
Електродвигун, од.	2	2	2
Потужність електродвигуна, кВт	30	37	37
Частота обертання, хв ⁻¹	1500	1500	1500
Габаритні розміри, мм:			
— довжина	2700	2700	3000
— ширина	2200	3350	2200
— висота	2300	2300	2750
Маса, кг (не більше ніж)	17000	20000	25000

Порівняння питомої продуктивності і питомої металомісткості дробарок наведено у табл. 5.7.

**Таблиця 5.7. Порівняння технічних характеристик вібраційних
щоківих дробарок з щоківими дробарками з простим і складним рухом
щоків**

Марка дробарки	Продуктивність, P , $\text{м}^3/\text{год}$	Потужність привода, N , кВт	Маса, M , т	Питома енергомісткість, $q = N/P$, $\text{кВт} \cdot \text{год}/\text{м}^3$	Питома металомісткість, $q = M/P$, $\text{т} \cdot \text{год}/\text{м}^3$	Джерело
ВЩД 1200×1500	187,5	110	54	0,59	0,29	АТ «Механобр»
ЩДП 12×15	310	160	145	0,52	0,47	ГОСТ 27412-93
ЩДС 12×15	280	160	120	0,57	0,42	ГОСТ 7084-71

Порівняння щоківих дробарок, вироблених у Росії, з дробарками шведської фірми «Sandvik». Технічні характеристики однотипових дробарок наведено у табл. 5.8.

Таблиця 5.8. Порівняння технічних характеристик щоківих дробарок

Основні параметри	ЩДП 6×9	JM907	ЩДП 9×12	JM1208	ЩДП 12×15	JM1513
Приймальний отвір, мм: — ширина — довжина	600±30 900±45	660 894	900±45 1200±60	828 1200	1200±60 1500±75	1300 1500
Габарити, мм, не більше: — ширина — довжина — висота	4000 2500 4000	2551 1881 2380	5000 6000 4000	2864 2364 2941	10500 8000 7500	4338 2895 4156
Вихідна щілина (CSS), мм	75...125	50...150	95...165	75...250	185...315	150...300
Продуктивність для номінальної ширини вихідної щілини, $\text{м}^3/\text{год}$	50	115	180	320	310	675
Потужність електродвигуна, кВт	75	75	100	132	160	160
Маса дробарки, т	27	13,2	75	2,4	141	63,5

Можливості удосконалення щоківих дробарок ґрунтуються на таких інноваційних рішеннях:

- щокові дробарки мають бути оснащені гідравлічним приводом із дистанційним керуванням для автоматичного регулювання вихідної щілини (рис. 5.4);
- вихідна щілина має регулюватися гідроциліндрами, що працюють від ручного гідравлічного насоса;
- слід використовувати гідропневматичні запобіжники перевантаження;
- щокові дробарки мають бути оснащеними автоматичною системою змащування.

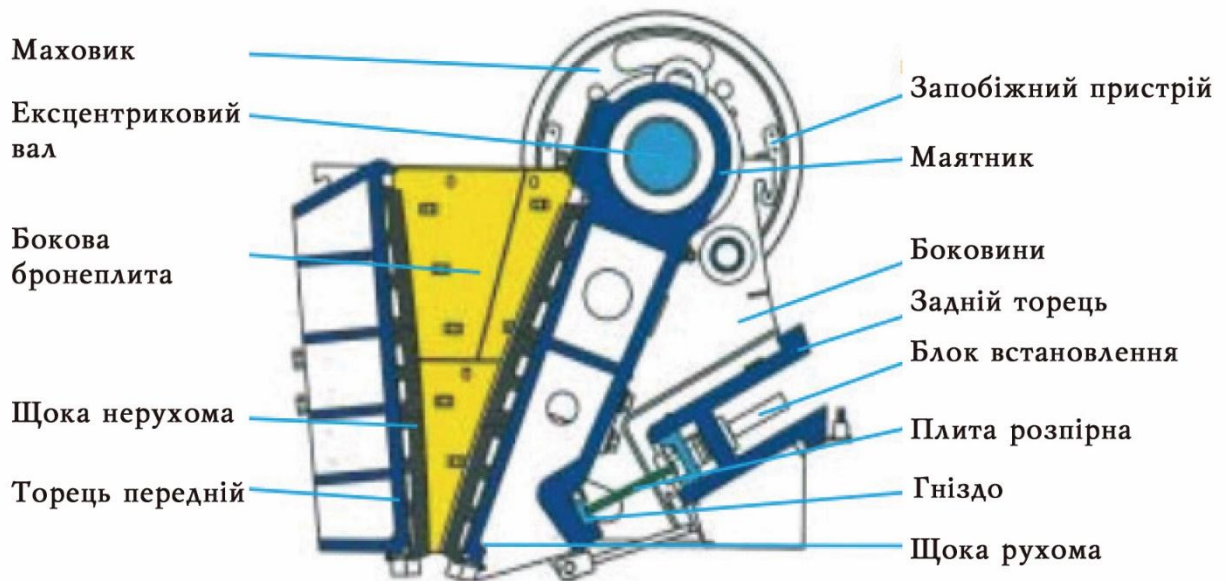


Рис. 5.4. Схема удосконаленої щокової дробарки

Упровадження вказаних інновацій вивільняє обслуговуючий персонал. Підвищення надійності роботи у разі динамічного навантаження досягають виконанням масивної цільної звареної рами, яка може бути розбірною конструкцією для крупних дробарок. Використання пружної посадки дробарок зменшує навантаження на фундаменти. Наявність запобіжного пристрою забезпечує руйнацію вала, підшипника, маятника або станини у разі надходження у робочу камеру матеріалу, не призначеного для дроблення. Для цього дробарка може мати (залежно від типу) плиту, що змінює форму, або запобіжну муфту у маховиках. У разі надходження предмета, що не підлягає дробленню, у робочу камеру, відбувається звільнення консолей запобіжника, що приводить до зупинки маятника та вільного прокручування маховика на валу дробарки. Усунення предмета не потребує багато часу.

Застосування бронеплит мозаїчного типу двостороннього виконання з обов'язковим умістом марганцевих сполук дає змогу швидко їх замінити без важкої підйимальної техніки та у два рази збільшує термін їх використання.

Зменшення габаритів, металомісткості та потрібної площі для дробарок досягнуто вмонтуванням привода у раму дробарки.

Підтримується екологічна безпека, оскільки розпірні плити не потребують змащування і не забруднюють навколишнє середовище. На вузлах, що обертаються, обов'язково передбачають статичне та динамічне балансування, яке запобігає надмірному зношуванню агрегатів і зменшує динамічне навантаження на фундаменти. Результати балансування підтверджені протоколами відповідно до стандарту ISO 9001.

Продуктивність щокрових і конусних дробарок визначають за методикою норм технологічного проектування [20] з урахуванням поправок на дробленість, крупність, форму та вологість матеріалу, що підлягає дробленню. Перед вибором і розрахунком треба перевіряти відповідність максимального розміру куска у вхідній гірській масі максимально допустимому розміру куска на вході дробарки. Розрахунок продуктивності щокрової дробарки ВЩД 600×800 для першої стадії подрібнення Q_{p1} наведено у підрозд. 7.10.

Конусні та гіраційні дробарки. І в конусних, і в гіраційних дробарках є вал, що коливається. Матеріал руйнується в камері дроблення між зовнішнім фіксованим елементом (футеровкою чаші) і внутрішнім елементом, що обертається (футеровкою рухомого конуса).

Обертання ексцентрикового вала та коливання головного вала забезпечує шестерня із вінцем. Ексцентриситет уможливорює коливання конуса між максимальним і мінімальним розмірами розвантажувальної щілини. Ексцентриситет — один із головних чинників, що забезпечує продуктивність гіраційних і конусних дробарок. Руйнування матеріалу проходить завдяки постійному стисканню між футеровками чаші та конуса. Додатковий ефект дроблення між стискуваними частинками знижує зношення футеровки. Цей ефект має назву дроблення у стиснутому шарі матеріалу.

Схему конусної дробарки показано на рис. 5.5, а конструктивні особливості — на рис. 5.6.

За призначенням конусні дробарки поділяють на дробарки для крупного, середнього та дрібного подрібнення.

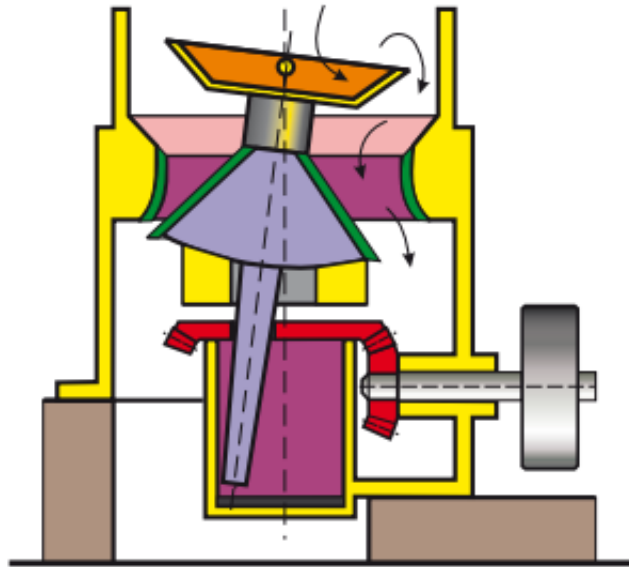


Рис. 5.5. Схема конусної дробарки

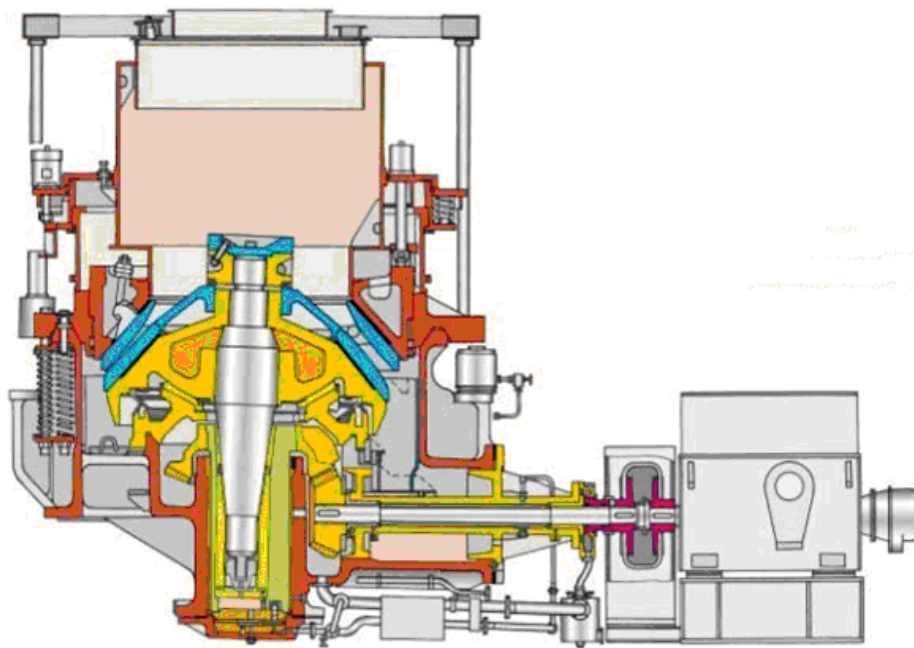


Рис. 5.6. Конструктивне рішення конусної дробарки

Камери подрібнення конусних дробарок крупного, середнього і дрібного подрібнення різняться конфігурацією. У дробарках для крупного подрібнення усічений конус чаші звернений більшою основою догори, а у дробарках для середнього і дрібного роздрібнення — донизу. Подрібнювальні конуси дробарок усіх типів звернено великою основою вниз, але в дробарках для крупного подрібнення конус крутий, а для середнього і дрібного подрібнення — пологий. Ширина вихідної щілини у сучасних дробарках становить

$0,1 \dots 0,2B$, а максимальний діаметр подрібнювального конуса — приблизно $1,5 B$ (B — ширина приймального отвору дробарки). Сучасні конусні дробарки для крупного подрібнення мають футеровку, що надає камері подрібнення криволінійних обрисів. Футеровки такого профілю запобігають забиванню дробарки матеріалом.

Конусні дробарки крупного подрібнення відрізняються від дробарок середнього і дрібного подрібнення величиною ексцентриситету стакана, що визначає амплітуду хитань подрібнювального конуса. У дробарках крупного подрібнення ексцентриситет стакана менший за 25 мм, а у дробарках середнього та малого тиску — більший за 100 мм.

Масова продуктивність дробарки, т/год:

$$Q = 210B^2 \sqrt{2B + 1(k\delta)},$$

де k — коефіцієнт розпушення;

δ — щільність подрібнюваного матеріалу, т/м³.

Гіраційні дробарки (рис. 5.7) використовують для попереднього дроблення на початкових стадіях, якщо матеріал має розміри, допустимі для отвору живлення дробарок. Порівняно з конусною, гіраційна має камеру дроблення, призначену для приймання матеріалу великих розмірів порівняно з діаметром рухомого конуса. Так вдається збільшити кут конуса.

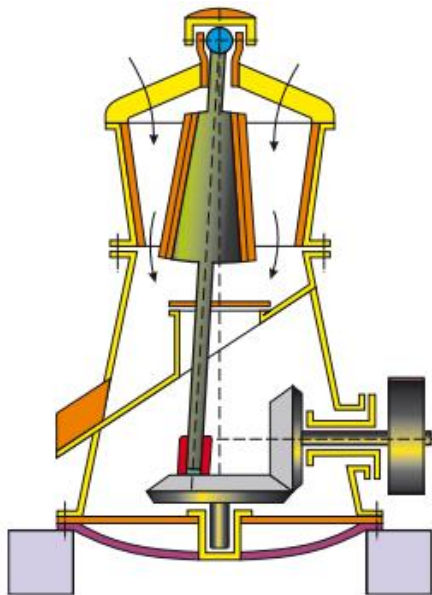


Рис. 5.7. Схема гіраційної конусної дробарки

До складу конусної гіраційної дробарки (рис. 5.8) входять: камера дроблення, налаштовувана на кожний випадок використання для оптимізації процесу дроблення; броньовані плити — деталі, що зношуються, оскільки виготовлені з марганцевої криці в стандартному варіанті, додатковим варіантом є футеровка з хромистої криці; пилозахистне ущільнення, обладнане вентилятором для створення надлишкового тиску та попередження надходження пилу до ексцентрика та привода, що збільшує термін експлуатації підшипників дробарки; конструкція врівноваження, що мінімізує зусилля на опорну конструкцію; втулка спайдера і його ущільнення, яке можна замінювати без демонтажу спайдера, що знижує працевитрати, час і потребу у застосуванні спеціального обладнання та втрати продукції від простоювання; суцільний головний вал для важкого режиму з втулкою із легованої криці для зниження напруження у головному валі; базова станина, яка забезпечує безаварійну експлуатацію; головний вал і центральну частину подрібнювального конуса виконано як суцільну деталь, що запобігає відокремленню центральної частини

подрібнювальної головки в процесі роботи; пристрій регулювання зубчастого вінця і шестерні; система позиціонування головного вала під час зношування футеровки та керування розмірами продукту; внутрішній датчик положення головного вала з прямою індикацією положення головного вала, що надає оператору можливість підтримувати оптимальне налаштування дробарки та зношування футеровки.

Основні правила експлуатації конусних дробарок. Завдяки своїй конструкції конусні дробарки дорожчі порівняно з дробарками ударної дії, однак за правильного використання конусна дробарка забезпечує менші експлуатаційні витрати порівняно зі звичайною ударною дробаркою. Для конусних дробарок є десять правил, яких потрібно дотримуватися, щоб отримати оптимальний кубовидний продукт:

1. Повна камера дроблення. Це означає, що головка конуса має бути закрита породою.

2. Стабільне й безперервне живлення.

3. Уміст фракцій у живленні, розмір яких менший від розміру розвантажувальної щілини, має становити 10...30 % (але без заповнювача й частинок 0...4 мм).

4. Максимальний розмір кусків у живленні не має перевищувати 150 мм.

5. Ступінь дроблення не має перевищувати 4.

6. Живлення має бути безперервним та рівномірним поусій камері дроблення.

7. Ширина розвантажувальної щілини має бути якнайближчою до розміру кінцевого продукту.

8. Використання замкнутого циклу на останній стадії дроблення калібрує готовий продукт.

10. У виробництві заповнювачів високої якості (за формою) доцільно використовувати вибіркові ланцюжки, щоб уникнути змішування товарних фракцій готової продукції.

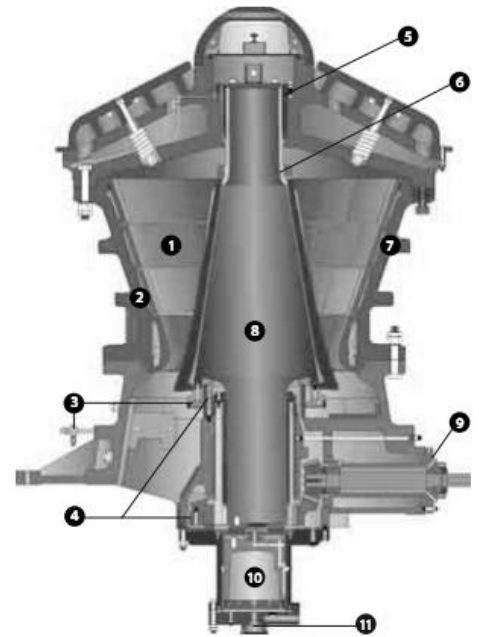


Рис. 5.8. Конусна гіраційна дробарка:

- 1 — камера дроблення;
- 2 — броньовані плити;
- 3 — пилозахисне ущільнення;
- 4 — конструкція врівноваженості; 5 — втулка спайдера;
- 6 — суцільний головний вал;
- 7 — базава станина;
- 8 — подрібнювальний конус;
- 9 — шестерня;
- 10 — система позиціонування головного вала;
- 11 — внутрішній датчик положення головного вала

Особливості використання конусних інерційних дробарок. У світовій практиці для отримання щебеню із дробленого каменю використовують традиційні конусні дробарки з ексцентриковим приводом. Ці дробарки було розроблено 1856 р., і майже за 186 р. їх технологічні параметри не поліпшено, хоча суттєво покращено їх експлуатаційні характеристики.

Нині ексцентрикові конусні дробарки замінюють конусними інерційними дробарками, оскільки вони дають змогу отримувати кубовидний щебінь. Інерційні дробарки зазвичай використовують для середнього та дрібного дроблення крихких матеріалів із границею міцності на стискання до 300 МПа і вмістом вологості не більше за 4 %. Якщо показник перевищує 4 %, то можливе проникнення води у камеру дроблення. Підтримання працездатності дробарки у цьому випадку забезпечується наявністю спеціального пристрою для видалення води з робочої камери дробарки.

Конусні інерційні дробарки можуть працювати з повністю завантаженою робочою камерою у режимі «під завалом». Саме таке дроблення дає можливість виконувати взаємне дроблення кусків. Під дією об'ємного всебічного тиску частинки матеріалу набувають кубовидної форми. Однак щебінь у таких дробарках містить більше, ніж 15 % частинок лещадної форми. Як відомо, щебінь, залежно від умісту в ньому частинок лещадної форми, поділяють на чотири групи: перша група — до 15 %; друга група — 15...25 %; третя група — 25...35 %; четверта група — 35...50 % [7]. Використання щебеню першої групи для асфальтобетонних сумішей підвищує якісні показники дорожніх покриттів у 2,5...3,0 рази порівняно зі щебенем четвертої групи. Крім того, що більший рівень кубовидності, тим менші витрати в'язучих матеріалів — цементу та бітуму.

Конусні інерційні дробарки (рис. 5.9) призначено для дроблення крихких матеріалів із границею міцності на стискання до 300 МПа і вологістю не більше 4 %.

За більшого вмісту води можлива робота з подачею води у камеру дроблення. При цьому дробарка має бути зі спеціальним пристроєм для подачі води. В ексцентрикових конусних дробарках передбачено жорсткий кінематичний зв'язок між конусами, що є головною причиною усіх недоліків. У конусних інерційних дробарках між конусами замість ексцентрика як привод використано регульований дебалансний віброзбудувач, що має такі переваги:

- ступінь дроблення в 1,5...2 рази вищий, ніж у ексцентрикових конусних дробарках;

- дробарку легко налагодити на задану крупність продукту дроблення відповідно до вимог замовника (наприклад, за допомогою системи дистанційного керування крупністю продукту);

- забезпечено роботу «під завалом» (без спеціальних дозаторів) за рахунок кінематичних особливостей і оригінальної форми камери дроблення;
- можливість знизити вихід фракцій менше 4 мм до 25 %, що на 10 % менше, ніж у ексцентрикових конусних дробарок;
- потрапляння до камери дроблення випадкового тіла, що не дробиться, не призводить до перевантаження механізму привода;
- можливе дистанційне регулювання розвантажувального отвору під час виконання робочого ходу для компенсації зносу бронеплит;
- за мокрого дроблення збільшується діапазон регулювання продуктивності та крупності дробленого продукту через регулювання сили дроблення і витрат води.

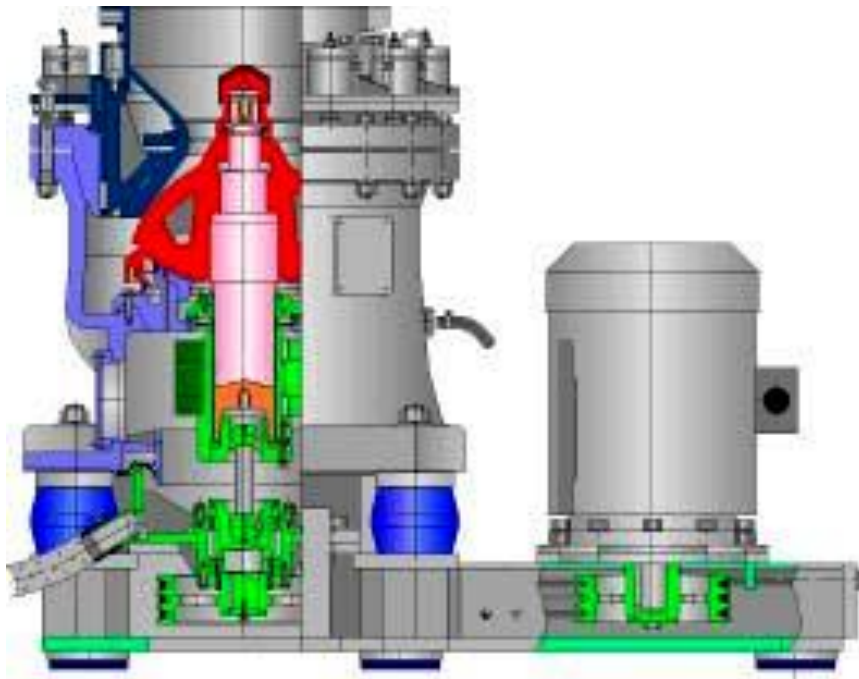


Рис. 5.9.Конусна інерційна дробарка

Дробарки КІД-300, 450, 600 використовують для дроблення абразивних вогнестійких будівельних матеріалів, а також відходів виробництва (ливарні шлаки, зношений абразивний інструмент, гальванічні елементи, люмінесцентні лампи тощо).

Дробарки КІД-900 і 1200 призначено для дроблення гірських порід, шлаків, попереднього дроблення клінкера під час виробництва цементу, а також інших матеріалів.

Дробарки КІД-1750 і КІД-2200 можна використовувати в гірничо-збагачувальній і будівельній галузях.

Дробарки КІД мають два виконання камери дроблення залежно від крупності вхідного куска:

- 1 — камера дроблення для стандартної крупності вхідного куска;
- 2 — камера дроблення для підвищеної крупності вхідного куска.

Технічні характеристики КІД, які стосуються дроблення гірських порід у сухому режимі, наведено в табл. 5.14.

Таблиця 5.14. Технічні характеристики конусних інерційних дробарок

Тип виконання камери дроблення	Крупність вхідного куска, мм *) D_{\max} — **) D_{80}	Продуктивність, $\text{м}^3/\text{год}$	Максимальна крупність кусків у продукті дроблення, d_{\max} , мм	Потужність двигуна, кВт	Габарити, мм, (довжина, ширина, висота)	Маса, т
КІД-300 – виконання 1	25...16	0,6	2	11	1420 825 1175	1,35
КІД-300 – виконання 2	35...20	1,0	4	11	1420 825 1175	1,35
КІД-450 – виконання 1	35...25	2,5	4	37	1835 1050 1440	3,7
КІД-450 – виконання 2	55...40	4,0	10	37	1835 1050 1440	3,7
КІД-600 – виконання 1	50...40	10	5	75	2500 1500 2250	8,3
КІД-600 – виконання 2	80...50	15	20	55	2500 1500 2250	8,3
КІД-900- виконання 1	60...50	25	7	160	3260 1970 2580	20,5
КІД-900 – виконання 2	120...90	35	30	132	3260 1970 2580	20,5
КІД-1200 – виконання 1	80...60	50	8	200	3800 2500 2630	29,4
КІД-1200 – виконання 2	120...110	75	35	160	3800 2500 2630	29,4

Тип виконання камери дроблення	Крупність вхідного куска, мм *) D_{\max} — **) $D80$	Продуктивність, $\text{м}^3/\text{год}$	Максимальна крупність кусків у продукті дроблення, d_{\max} , мм	Потужність двигуна, кВт	Габарити, мм, довжина ширина висота	Маса, т
КІД-1500 – виконання 1	100	80	10	250	4500 3000 3900	62,2
КІД-1500 – виконання 2	140	180	40	200	4500 3000 3900	62,2
КІД-1750 – виконання 1	90...70	90	12	400	5800 3500 4500	100
КІД-1750 – виконання 2	18...140	160	40	315	5800 3500 4500	100
КІД-2200 – виконання 1	120...90	160	14	630	6000 4000 6000	180
КІД-2200 – виконання 2	240...200	240	50	400	6000 4000 6000	180

Примітки:

*) D_{\max} — розмір отворів сита, через які пройшло 100 % матеріалу;

**) $D80$ — розмір отворів сита, через які пройшло 80 % матеріалу.

Найбільша крупність вхідного куска визначає виконання камери дроблення. Найбільша крупність кусків у продукті дроблення залежить від обраної сили дроблення і виконання камери дроблення. Потужності електропривода наведено для найважчих умов роботи. Залежно від фізико-механічних властивостей матеріалів можуть бути невеликі відхилення від наведених показників.

Експлуатаційні недоліки ексцентрикових дробарок:

— вмикають і вимикають їх тільки із порожньою від матеріалу робочою камерою;

— за гідравлічного регулювання розвантажувального отвору внутрішній конус «плаває» по вертикалі у разі зміни опору шару матеріалу, що збільшує закрупнення щебеню і вихід лещадних частинок;

— надходження частинок, які не підлягають дробленню, у робочу камеру, зумовлює заклинювання конусів і потребує багатогодинної зупинки для очищення робочої камери;

— жорсткий кінематичний зв'язок між конусами.

У КІД, створених інститутом «Механобр» (Росія), між конусами динамічний зв'язок. Як привод, замість ексцентрика, використано дебалансний регульований віброзбуджувач. Така схема дає змогу:

— підвищити частоту впливу на шар матеріалу;

— збільшити робочу висоту шару матеріалу у дробарці;

— регулювати силу тиску на матеріал;

— використати вібрації конуса для видалення з робочої камери готового продукту;

— забезпечити пуск і зупинку дробарки під навантаженням (завалом);

— запобігти руйнуванню робочих елементів дробарки у разі випадкового надходження матеріалу, непридатного для дроблення;

— виключити потребу у спеціальних засобах для розбирання завалів робочої камери.

Завдяки вказаним перевагам вдалося знизити лещадність до 8...12 % та отримувати щебінь першої групи вищого ґатунку. При цьому вихід відсівів (менше 4 мм) знижено до 25...28 %, що на 10...15 % менше, ніж у ексцентрових конусних дробарках [20].

За вібраційного способу впливу шар матеріалу руйнується селективно за дефектами структури. Це приводить до підвищення міцності частинок і якості щебеню.

Останнім часом створено крутоконусні інерційні дробарки. Вони приймають вдвічі крупніші куски та забезпечують підвищену продуктивність. При цьому маса і габарити дробарки збільшуються, але не суттєво. Дробарки КІД експортують у США, Німеччину, Італію, Австрію, Фінляндію.

Переваги КІД:

— ступінь дроблення у 1,5...2 рази вищий, ніж у відомих конусних дробарок ($i = 4...8$);

— можливість налаштування на задану крупність продукту дроблення відповідно до вимог споживачів;

— наявність пристрою для дистанційного керування крупністю продукту;

— забезпечення роботи «під завалом» без наявності спеціальних дозувальних пристроїв за рахунок кінематичних особливостей і форми камери дроблення;

— немає громіздких фундаментів за наявності «м'якої» віброізоляції;

— неможливе руйнування у разі потрапляння до камери дроблення породи, яка не підлягає дробленню у цих дробарках;

— можливість дистанційного регулювання щільності розвантаження під час робочого ходу, що дає можливість компенсувати спрацювання бронеплит;

— підвищення діапазону регулювання продуктивності та крупності продукту завдяки зміні активного зусилля і витрати води.

Забезпечення поточної технології досягають у разі перевищення на 10...15

% розмірів приймального отвору дробарки максимального розміру вхідного куска гірської породи. Це попереджує заклинювання дробарки максимальним куском і зупинку технологічної лінії ДСЗ.

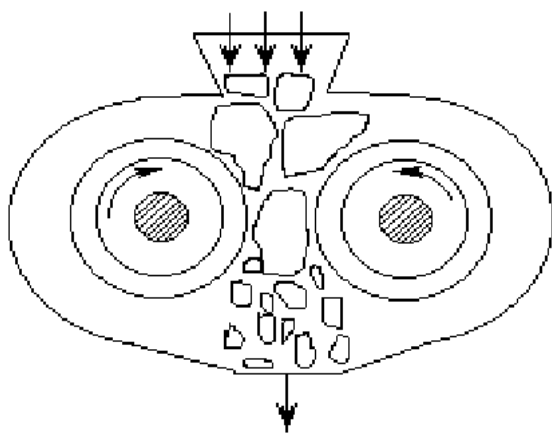


Рис. 5.10.Схема валкової дробарки

Валкові дробарки. У валкових дробарках матеріал подрібнюється двома валками, які обертаються назустріч один одному (рис. 5.10). Подрібнений продукт випадає з дробарки під дією сили ваги.

Валкові дробарки бувають із гладкими, рифленими та зубчастими валками.

Дробарки з зубчастими валками бувають одно-, дво- і багатовалковими. Останні внаслідок громіздкості і незручності експлуатації не набули поширення в практиці збагачення. Валкові дробарки із зубчастими валками використовують під час дроблення крихких і м'яких порід. Ці дробарки застосовують для крупного та середнього дроблення таких матеріалів, як вугілля, кокс, сіль, марганцеві руди тощо. Розміри валкових дробарок визначені двома параметрами — діаметром і довжиною валків. Довжина валків завжди в 1,5...3 рази менша від їхнього діаметра. Окружна швидкість валків становить 3...6 м/с.

Масову продуктивність визначають за такою формулою, т/год:

$$Q=60n \cdot \pi \cdot D \cdot L \cdot S \cdot k \cdot \delta,$$

де n — частота обертання валків, об/хв;

D і L — діаметр і довжина валка, м;

S — ширина щілини між валками, м;

k — коефіцієнт розпушення подрібненого продукту в момент виходу з дробарки, в.о.;

δ — щільність подрібнюваного матеріалу, т/м³.

Валкові дробарки з гладкими валками(ДГ) працюють за принципом роздавлювання матеріалу під час затягування його в щілину між валками з обмеженим стиранням. Їх застосовують для середнього та дрібного подрібнення твердих порід, марганцевих, каситеритових, вольфрамових руд, калійних солей, коли недопустиме переподрібнення цінного крихкого мінералу, іноді для подрібнення вугілля і коксу. Однократність стискання кусків подрібнюваного матеріалу під час проходження між валками зумовлює малий вихід дріб'язку в подрібненому продукті. Ці дробарки не передрібнюють матеріал.

Обираючи дробарки із гладкими валками, слід дотримуватися умови захоплення валками куска матеріалу, що дробиться:

$$D_{\text{в}} = (15 \dots 20) D_{\text{мак}},$$

де $D_{\text{в}}$ — діаметр валків, мм;

$D_{\text{мак}}$ — максимальний розмір кусків подрібнюваного матеріалу, мм.

На збагачувальних фабриках дробарки з гладкими валками зазвичай використовують за ступеня дроблення 3...4.

Основні характеристики дробарок із гладкими валками наведено у табл. 5.15.

Таблиця 5.15. Технічні характеристики валкових дробарок із гладкими валками

Параметр	ДГ 400×250	ДГ 600×400	ДГ 100×550	ДГ 1500×600
Розмір валка, мм:				
— діаметр	400	600	1000	1500
— довжина	250	400	550	600
Ширина щілини між валками, мм	2...12	2...14	4...18	4...20
Частота обертання валків, хв ⁻¹	148...275	134...187	63...112	24...76
Найбільший розмір кусків у живленні, мм	20	30	50	75
Продуктивність, м ³ /год	1,4...15,6	3,0...29,4	12,6...53,5	13...65
Потужність двигуна, кВт	4	10	40	55
Маса дробарки, т	1,9	5,3	16,7	34,0

Продуктивність дробарки з гладкими валками, т/год:

$$Q = n \cdot \pi \cdot D \cdot L \cdot S \cdot \delta \cdot k,$$

де n — частота обертання валків, хв^{-1} ;

D і L — діаметр і довжина валка, м;

S — ширина щілини між валками, м;

δ — щільність матеріалу, що дробиться, т/м^3 ;

k — коефіцієнт розпушення дробленого продукту в момент розвантаження ($k = 0,1 \dots 0,3$).

Валкові дробарки з зубчастими валками (ДДЗ). Різновидом дробарок із гладкими валками є двовалкові дробарки з рифленими валками. Виготовляють дробарки з обома рифленими валками чи з одним гладким, а другим — рифленим. Ці дробарки застосовують для подрібнення матеріалів твердих і середньої твердості (границя міцності на стискання — до 250 МПа). Колова швидкість рифлених валків на 10...20 % нижча за швидкість гладких валків, тобто дорівнює 2,7...5 м/с.

Валкові дробарки з зубчастими валками (рис. 5.11) призначені для крупного і середнього дроблення м'яких і крихких порід (кам'яного, бурого вугілля, антрацитів і сланців) у разі потреби отримати кусковий дроблений продукт із невеликим умістом дрібної маси. Валкові дробарки з зубчастими валками не переподрібнюють матеріал. Подрібнювальні валки виготовляють з чавуну та футерують по зовнішній поверхні бандажами з марганцевої або вуглецевої сталі.

Основні характеристики валкових дробарок наведено у табл. 5.16.

Таблиця 5.16. Технічні характеристики валкових дробарок з зубчастими валками

Параметр	ДДЗ-4	ДДЗ-6	ДДЗ-10	ДДЗ-1500×600
Розмір валка, мм:				
– діаметр	400	630	1000	1600
– довжина	500	830	750	2000
Ширина щілини між валками, мм	105	150	240	400
Частота обертання валків, хв^{-1}	60	50	35	41
Найбільший розмір кусків у живленні, мм	20	30	50	75
Продуктивність, $\text{м}^3/\text{год}$	20...100	60...150	125...525	650...1000
Потужність двигуна, кВт	13	20	40	250
Маса дробарки, т	4,3	9,9	23,5	107,6

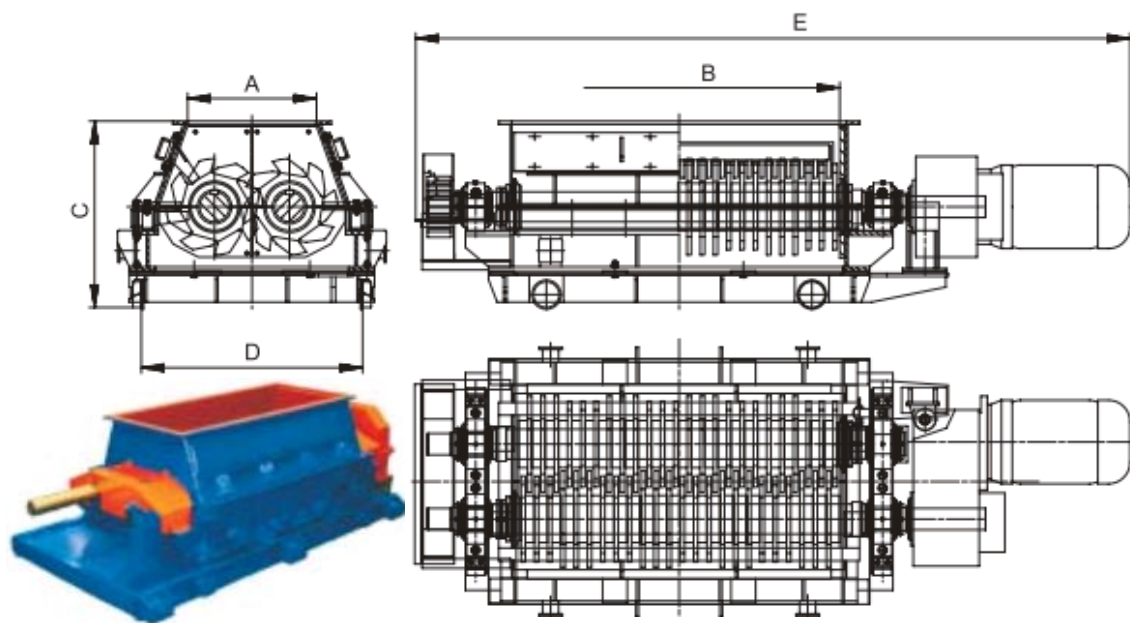


Рис. 5.11. Схема і зовнішній вигляд валкових дробарок

Процес дроблення в дробарках із зубчастими валками здійснюється за рахунок розколювання порід і в разі меншого переподрібнення та витраті енергії, ніж у щоккових і конусних дробарках. Валкові дробарки з зубчастими валками працюють за ступенів подрібнення 4...6. Продуктивність валкових дробарок із зубчастими валками підраховують за формулою продуктивності дробарки з гладкими валками.

Для них також має виконуватися умова захоплення куска подрібнюваного матеріалу:

$$D_{B3} = (1,5 - 3,5)D_{\max},$$

де D_{B3} і D_{\max} — діаметр валків і максимальний розмір кусків матеріалу, що дробиться, мм.

Для порівняння розглянемо дробарки іноземного виробництва. Основні технічні параметри валкових дробарок АТ «PSP Engineeringa.s.» (Чехія) наведено у табл. 5.17.

Таблиця 5.17. Основні розміри та технічні параметри валкових дробарок

Характеристики \ Тип	A, мм	B, мм	C, мм	D, мм	E, мм	Максималь- ний розмір куса на вході, мм	Продук- тивність, т/год	Двигун, кВт
DVZ 18	520	680	585	800	2490	200×250×400	18	11
DVZ 50	600	1500	870	1290	3335	300×400×800	50	30
DVR 18	415	995	630	990	2330	100×100×250	18	2×7,5

Інші валкові дробарки RCS призначено для дрібного дроблення широкого спектру матеріалів. Перевагою цього типу дробарок є мінімум дрібних пилових частинок у продукті дробарки. Конструктивне виконання забезпечує простоту обслуговування.

Комплектну дробарку разом із двигуном встановлено на спільній рамі. Технічні характеристики валкової дробарки RCS100×63 наведено у табл. 5.18.

Таблиця 5.18. Технічні характеристики валкової дробарки RCS 100×63

Характеристика \ Тип	RCS 100×63
Максимальний розмір куска на вході, мм	40
Потужність приводу, кВт	2×30–37
Продуктивність, т/год	10–60
Маса дробарки, кг	12 200

Дробарки ударної дії. Молоткові та роторні дробарки. Використання дробарок ударної дії на перших стадіях забезпечує високу продуктивність (200...1900 т/год) і допустимий розмір максимального куска на вході до 178 мм. Вони призначені для переробки неабразивних порід в умовах, де вихід дрібних фракцій не є проблемою. З усіх різновидів первинних дробарок молоткові дробарки забезпечують форму продукту, найбільш наближену до кубовидної. Дробарки ударної дії (рис. 5.12) застосовують

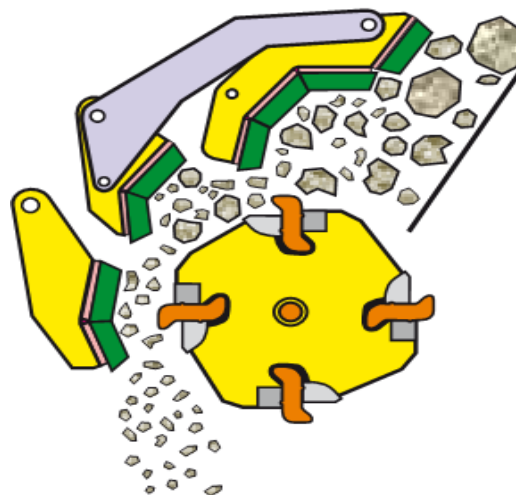


Рис. 5.12. Схема дробарки ударної дії

для подрібнення матеріалів низької і середньої міцності.

Їх застосовують для переробки вугілля, вапняків, доломітів, гіпсу, мергелю, азбестових руд, кам'яної солі тощо. На таких матеріалах дробарки ударної дії дають змогу досягати великого(до 30) ступеня подрібнення.

Дробарки ударної дії(молоткові — М і роторні — ДРК і ДРС) використовують для крупного, середнього та дрібного дроблення матеріалів навіть підвищеної міцності. Схему роторної дробарки з вертикальним валом показано на рис. 5.13.

До переваг дробарок ударної дії слід віднести високий ступінь дроблення (20 і більше). Їх широко застосовують для дроблення кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, руд чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, будівельних матеріалів. Дробарки ударної дії виготовляють одно- і двороторними, з колосниковими решітками і без них, із реверсивними і нереверсивними роторами, з горизонтальним і вертикальним валом.

Гіраційні дробарки на першій стадії забезпечують більшу продуктивність завдяки великим розмірам круглого розвантажувального отвору. Така форма отвору забезпечує набагато більший переріз, ніж отвір щоквої дробарки, безперервний принцип дії, тоді як зворотно-поступальний рух щоквих дробарок забезпечує тільки порційне дроблення. Гіраційна дробарка не має конкурентів на великих переробних заводах і фабриках із продуктивністю більше за 1200 т/год. Для того щоб мати розміри приймального отвору такі самі, як у щоквих дробарок, гіраційна дробарка має бути вищою і мати більшу масу. Ще одним недоліком є потреба масивних фундаментів.

Головна відмінність молоткових і роторних дробарок полягає у кріпленні бил (ударних частин) — у молоткових дробарках вони закріплені шарнірно, у роторних — жорстко. Двосторонні дробарки мають більші розміри завантажувального отвору ніж однороторні. Це дає можливість подрібнювати в них матеріал з кусками великих розмірів (до 1200 мм). Колова швидкість на кінцях молотків становить 35...65 м/с, а іноді до 115 м/с. У ГОСТ 7090-72 передбачено для кожного типорозміру молоткових дробарок три значення колової швидкості — 40, 50 і 65 м/с.

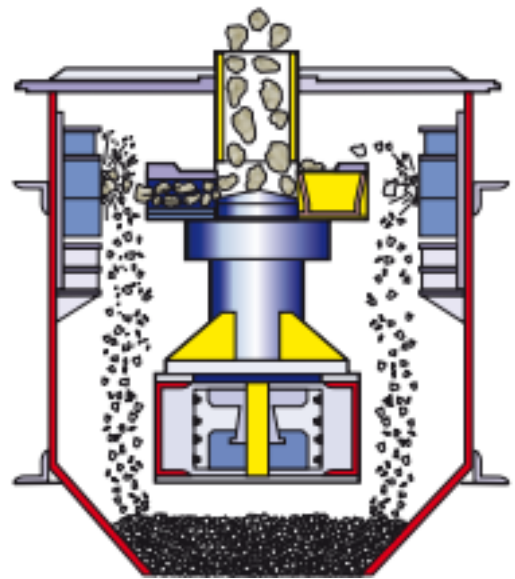


Рис. 5.13. Схема роторної дробарки з вертикальним валом

Дробарки з колосниковими решітками призначено для отримання продукту з визначеною крупністю максимального куска, їх застосовують переважно для дрібного подрібнювання. Молоткові дробарки без колосникових решіток видають продукт потрібної крупності внаслідок підвищеної частоти обертання ротора. Дробарки для подрібнювання вологих глинистих матеріалів мають рухому відбійну плиту — пластинчастий конвеєр важкого типу, вмонтований у дробарку. Подачею в'язкого матеріалу до ротора запобігають забиванню дробарки. Молоткові дробарки є з обертанням ротора в одному напрямку і реверсивні. Можливість зміни обертання ротора в реверсивних дробарках надає можливість двостороннього використання молотків без розбирання дробарки для їх повороту. Наразі відомі такі схеми молоткових дробарок: однороторна; двороторна; рівнобіжного подрібнення; двороторна послідовного подрібнення; однороторна реверсивна.

У молоткових дробарках вхідний матеріал через завантажувальний отвір надходить у робочий простір, обмежений корпусом, захищеним броньованими плитами. У середині робочого простору на горизонтальному валу обертається ротор із шарнірно закріпленими молотками. Молотки вдаряють грудки і з силою відкидають їх до стінок корпуса на плити, де грудки додрібнюються. Так, процес дроблення здійснюється внаслідок: ударів молотків по кускам матеріалу, ударів кусків матеріалу об броньовані плити і раздавлювання та стирання матеріалу молотками на колосникових решітках. Дроблений продукт розвантажується через отвори колосникових решіток.

Принцип дії роторних дробарок аналогічний принципу дії молоткових дробарок. У роторних дробарках дроблення відбувається жорстко закріпленими на роторі билами. Матеріал завантажують в зону ротора, що обертається з великою швидкістю. Ударами бил куски матеріалу руйнуються і їх частинки відкидаються на відбійні броньовані плити або колосники, що утворюють камеру дроблення. У разі удару об футеровку куски руйнуються і знову відскакують на ротор. Це повторюється доти, доки куски, досягши визначеної крупності, не вийдуть із дробарки через вихідну щілину або отвори колосникових решіток.

Роторні дробарки випускають двох типів: ДРК — для крупного дроблення і ДРС — для середнього та дрібного. В роторних дробарках співвідношення між діаметром ротора (D_p) і максимальним розміром куска в живленні (D_{\max}) становить: для дробарок ДРК $D_p = (1,7 \dots 2) D_{\max}$; для дробарок ДРС $D_p = 3,3 D_{\max}$.

Продуктивність дробарок ударної дії визначають за ефективністю дроблення:

$$Q = N \cdot \eta \cdot e_{\text{ет}} \cdot k_{\text{др}} \cdot k_{\text{кр}},$$

де N — встановлена потужність електродвигуна, кВт;

η — коефіцієнт використання потужності електродвигуна, ($\eta = 0,8 \dots 0,95$), в.о. ;

$e_{\text{ет}}$ — ефективність дроблення еталонної дробарки, т/(кВт·год);

$k_{\text{др}}$ — поправковий коефіцієнт на дробленність руди, в.о.;

$k_{\text{кр}}$ — поправковий коефіцієнт на крупність руди, в.о.

Технічні характеристики дробарок ударної дії наведено у табл. 5.19 і 5.20.

Таблиця 5.19. Технічні характеристики молоткових однороторних дробарок

Параметр	Дробарки нереверсивні				Реверсивні	
	М6-4Б	М8-6Б	М13-16В	М20-30Г	ДМРЕ 10×10	ДМРЕ 14,5×13
Розмір ротора, мм:						
– діаметр	600	800	1300	2000	1000	1450
– довжина	400	600	1600	3000	1000	1300
Частота обертання ротора, хв ⁻¹	1250	1000	735	600	750...1500	750...1000
Ширина вихідної щілини решітки, мм	25	13	10	20	3...5	3...5
Найбільший розмір кусків живлення, мм	150	250	400	600	80	80
Продуктивність, т/год	12...15	18...24	150...200	900...1200	100	250
Потужність двигуна, кВт	17	35	200	1250	250	500
Габарити, мм:						
– довжина	1100	1350	2385	8865	3931	4943
– ширина	1031	1360	2750	3800	2632	3320
– висота	1150	1250	1900	3100	1802	2270
Маса дробарки, т	1,15	2,70	11,00	60,00	8,30	18,00

Двоторні дробарки порівняно з одноторними менше забиваються, зазвичай застосовують їх для дроблення більш вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, вони також надають можливість завантажувати матеріал більшої крупності. Ширину щілини колосникових решіток і відстань між ними та кінцем бил (молотків) обирають залежно від потрібної крупності дробленого продукту та вологості подрібнюваного матеріалу. Під час дроблення глинистих вологих руд, щоб уникнути забивання колосникових решіток, відстань між колосниками збільшують. У важких випадках дробарки працюють без колосникових решіток. У цьому разі продуктивність дробарки підвищується, але в дробленому продукті з'являються зерна, крупніші від допустимих розмірів.

Таблиця 5.20. Технічні характеристики роторних дробарок

Параметр	ДРК 8×6	ДРК 12×10	ДРК 16×12	ДРК 20×16	ДРС 20×16	ДРС 12×12
Розмір ротора, мм						
– діаметр	800	1250	1600	2000	2000	1200
– довжина	630	1000	1200	1600	1600	1200
Частота обертання ротора, хв ⁻¹	20...35	20...35	20...35	20...35	20...28,8	20...28,8
Ширина вихідної щілини решітки, мм	16...160	25...250	22...320	40...400	16...200	20...250
Найбільший розмір кусків живлення, мм	400	600	800	1100	300	375
Продуктивність, т/год	12...15	18...24	150...200	900...1200	100	250
Потужність двигуна, кВт	35	125	200	370	125	200
Габарити, мм						
– довжина	2500	3200	4200	5600	3400	2700
– ширина	1700	2350	2900	3600	3200	2800
– висота	2150	2800	3500	4400	2800	2100
Маса дробарки, т	6	15	30	68	18	10

Ударні дробарки типу НІС (дані взяті з джерела www.sitoprom.com.ua) застосовують як для дроблення каменю безпосередньо в кар'єрах (вапняк, доломіт, піщаник, гравій тощо), так і для дроблення вторинних будівельних відходів під час утилізації (бетон, цегляна кладка, бітумні покриття під час реконструкції шосейних доріг).

Варіантність конструкції дає змогу використовувати дробарки ударної дії як у складі стаціонарних дільниць дроблення, так і в складі напівмобільних і мобільних дробарних установок. У дробарках НІС передбачено закритий корпус ротора — захист проти випадання каменю із дробарки. Нове рішення фіксації планок підвищує ефективність їх використання та спрощує порядок їх заміни. Для регулювання вихідного зазору передбачено практичну систему встановлення відбивних плит. На вимогу замовника дробарки НІС поставляють у виконанні із плитою додаткового дроблення, що підвищує ступінь здрібнювання матеріалу в дробарках. Дробарки з додатковою плитою позначено в назві буквами GB.

Зовнішній вигляд дробарок ударної дії НІС показано на рис. 5.14.

Їх технічні характеристики наведено у табл. 5.21.



а

б

Рис. 5.14.Дробарки ударної дії НІС:

а — зовнішній вигляд; *б* — установка на робочому місці

Таблиця 5.21. Технічні характеристики дробарок ударної дії НІС

Тип Параметр	НІС 85×50	НІС 85×100	НІС 100×100	НІС 125×130	НІС 150×150
Розмір куска на вході, мм	300	500	600	700	800
Потужність, кВт	55...75	90...110	130...160	200	315...550
Продуктивність без додаткової плити, т/год	60	100	160	230	460
Продуктивність із додатковою плитою, т/год	40	80	120	170	350
Маса без привода, кг	5 600	7 600	10 800	13 000	28 900

Переваги дробарок НІС:

- варіантність застосування з можливістю встановлення плити додаткового дроблення, що підвищує ступінь зменшення розміру кусків;
- гідравлічне відкриття корпусу дробарки для доступу у внутрішній простір.

Відцентрова ударна дробарка ДЦ 1,25. Відцентрово-ударні дробарки призначено для дроблення рудних і нерудних матеріалів. В основу конструкції відцентрової техніки, що випускає НВО «Каскад», закладено розроблений на підприємстві опорний вузол «на повітряній подушці», що уможливорює обертання більших мас з великою швидкістю й високим ступенем

неврівноваженості. Це дало змогу створити устаткування з високими технічними характеристиками й високою якістю продукту, отриманого на цьому устаткуванні. Принципову схему та загальний вигляд дробарки ДЦ 1,25 показано відповідно на рис. 5.15 і на рис. 5.16.

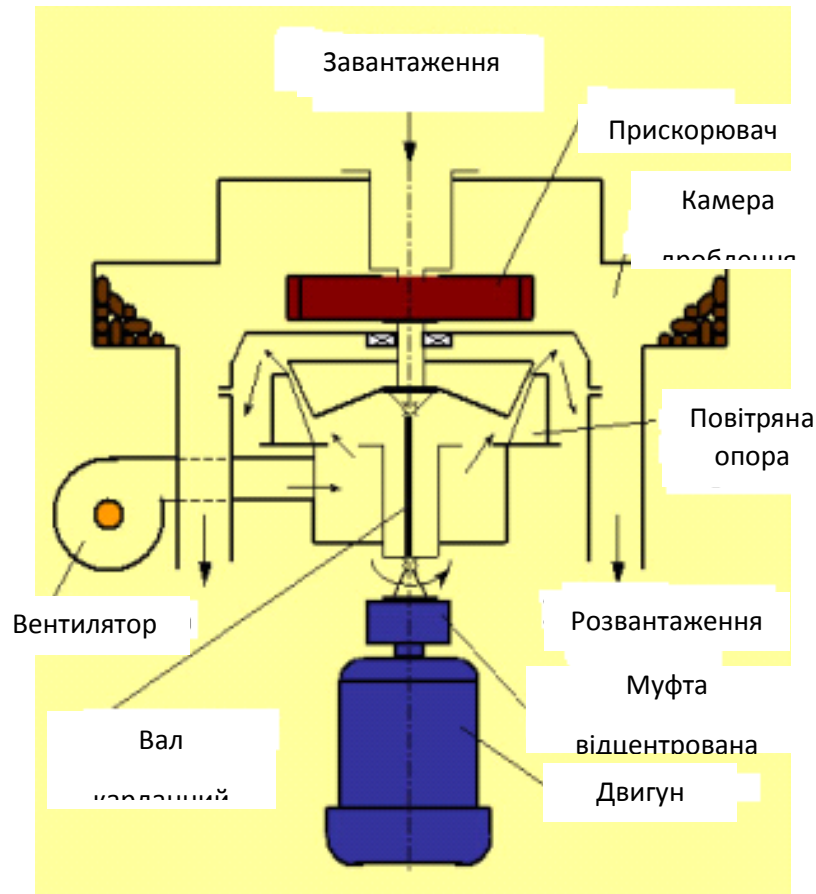


Рис. 5.15. Принципова схема ударної відцентрової дробарки

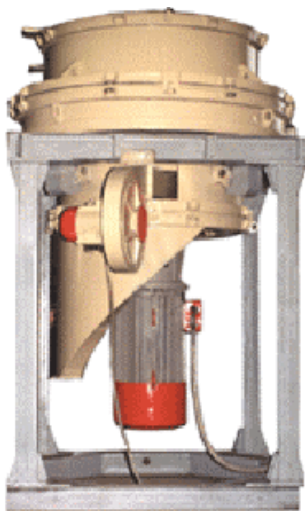


Рис. 5.16.
Відцентрова ударна
дробарка ДЦ 1,25

Руйнування матеріалу відбувається за рахунок його удару з відбійними елементами у разі розгону в полі відцентрових сил в обортовому прискорювачі.

Оригінальна опорно-роторна система забезпечує низький рівень вібрації і дозволяє:

- збільшити ступінь дроблення та розширити діапазон регулювання вмісту фракцій у продукті;
- знизити капітальні витрати за рахунок низької матеріаломісткості й відсутності фундаментів;
- знизити експлуатаційні витрати;
- отримувати стабільний гранулометричний склад дробленого продукту, незалежний від

зношування футерувальних елементів;

— виключити динамічне балансування прискорювачів;

— працювати без вібрацій навіть за наявності дисбалансів, що досягають за масою одного кілограма, водночас як на аналогічних зарубіжних ударних дробарках граничний рівень дисбалансу становить два грами;

— виключити вплив зношування футерувальних елементів на гранулометричний склад дробленого продукту.

Технічні характеристики відцентрових ударних дробарок, що випускають ПП «НПО «Центр», наведено в табл. 5.22.

Таблиця 5.22. Технічні характеристики відцентрових дробарок

Тип Параметри	ДЦ 1,25	ДЦ 1,6
Продуктивність, т/р.	80...160	150...250
Максимальна крупність живлення, мм	60	70
Максимальна потужність електродвигуна, кВт	110...200	160...250
Габаритні розміри, м: — довжина	3,2	3,7
— ширина	2,8	3,2
— висота	3,0	3,6
Маса, т	9	13

Маси та габарити дробарок залежать від потужності електродвигуна, продуктивності, комплектності й конструктивного виконання дробарок. УПП «НПО «Центр» виготовляють дробарки продуктивністю 0,5...600 т/год.

У багатьох випадках для транспортування породи до стаціонарної дробарки використовують самоскиди. Таке рішення вартісне через амортизацію, вартість автомобільних шин, палива та витрат на обслуговування, екологічну безпеку. Враховуючи можливості сучасних технологій переробки будівельних гірських порід, доцільнішим є використання самохідної дробарки для першої стадії дроблення. Вона забезпечує самостійне переміщення разом з переміщенням вибоїв у разі їх відпрацювання. За реалізації усіх статей економії потенційне скорочення витрат порівняно з традиційними стаціонарними технологіями може досягати 25 %.

Молоткові млини дуже схожі на молоткові дробарки зарубіжного виробництва. Конструктивні особливості дробарки ударної дії серії NP фірми «MetsoMineral» показано на рис. 5.17.

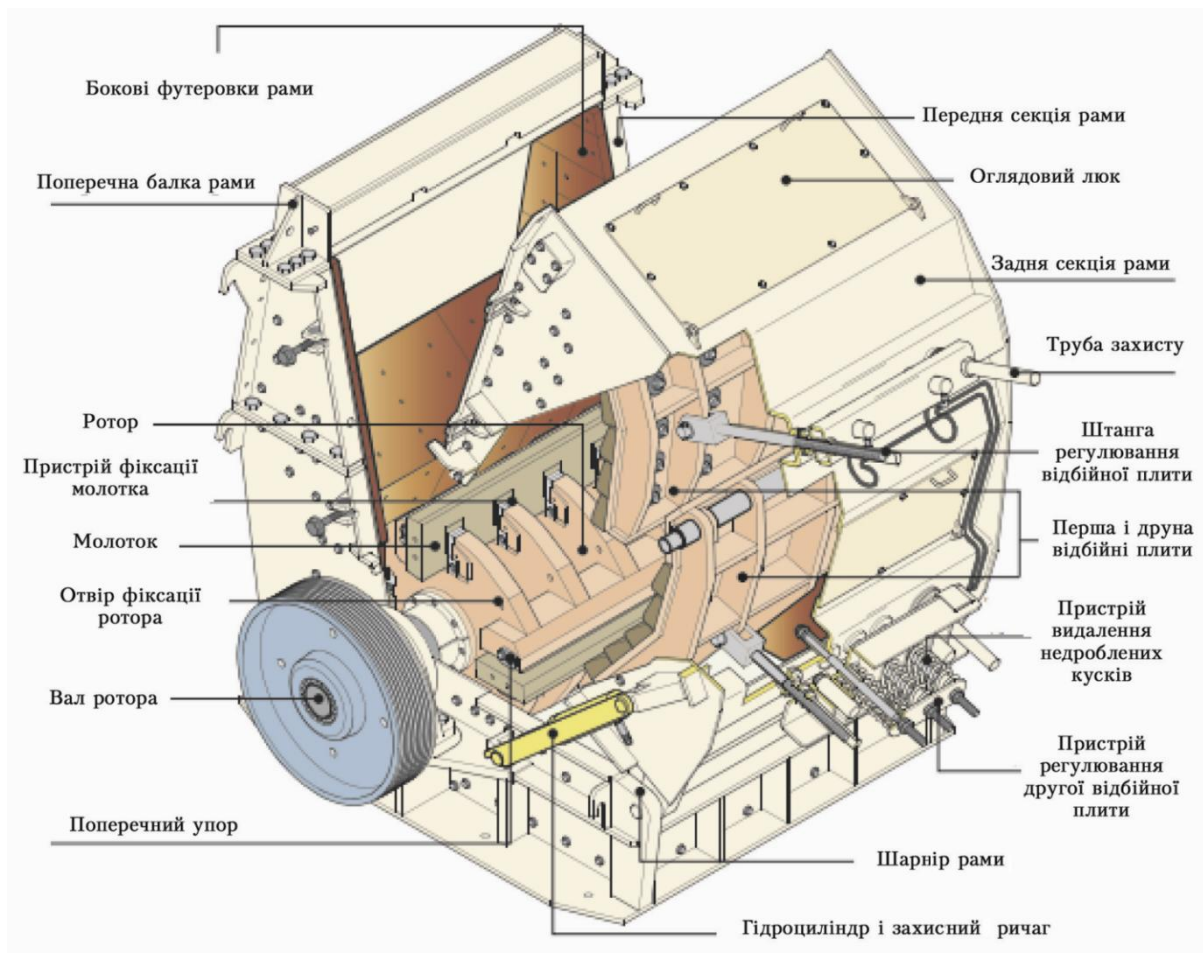


Рис. 5.17. Конструкційні особливості дробарки ударної дії серії NP

Конструкцію дробарки ударної дії BARMACVSI серії VI фірми «MetsoMineral» показано на рис. 5.18. Різниця полягає у тому, що молоткові млини на роторі мають багато шарнірно закріплених на валу бил, а отвори для розвантаження закриті решітками, через які проходить матеріал. Молоткові млини використовують для руйнування і здрібнення не дуже твердих (до 60,0 МПа) або абразивних матеріалів. Швидкість ротора та розмір решіток можуть бути підібрані під конкретні виробничі умови.

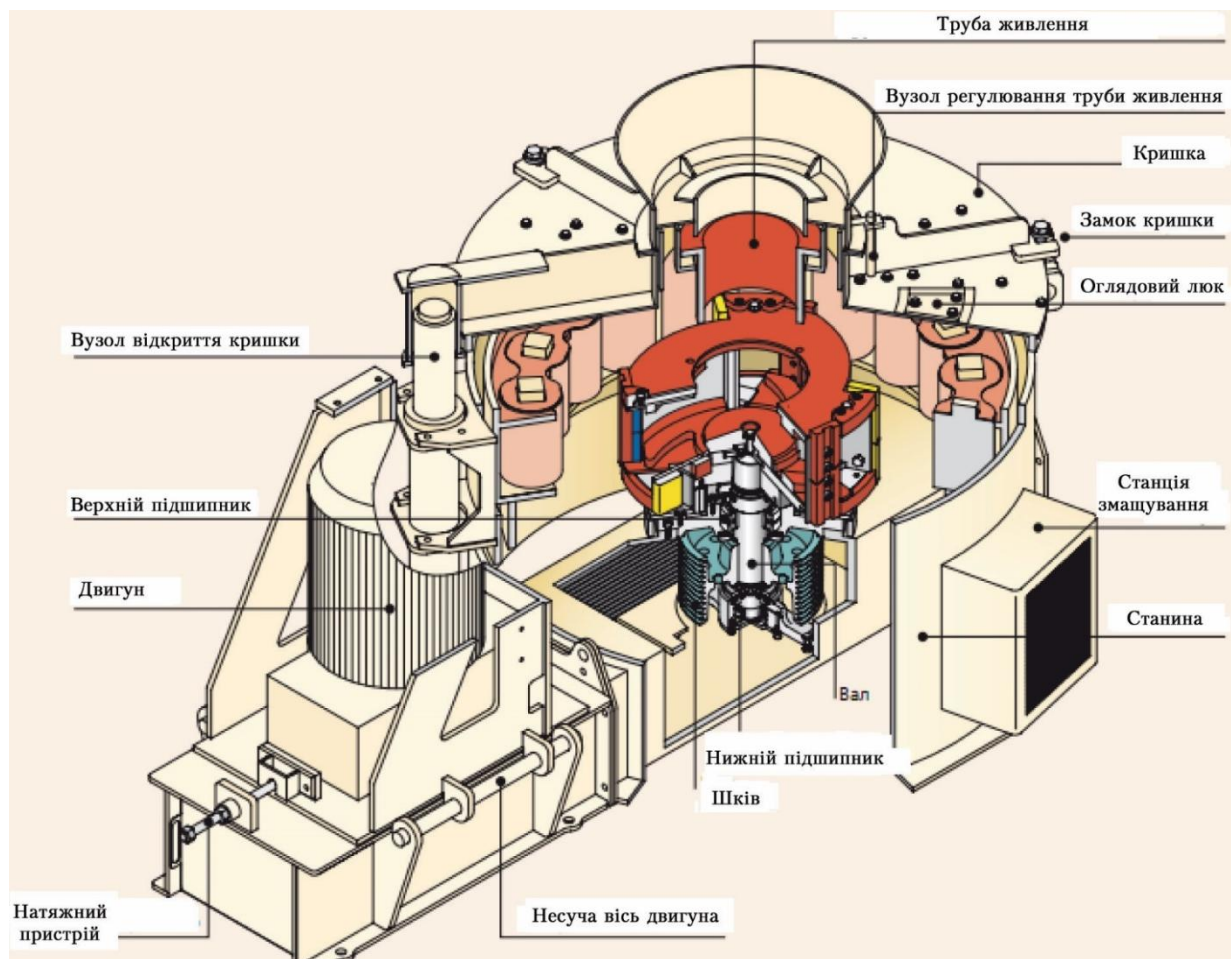


Рис. 5.18. Дробарки ударної дії BARMAC VSI серії VI



Контрольні запитання

1. На які групи поділяють основні властивості гірських порід?
2. Що таке «ступінь дроблення»?
3. Якою математичною моделлю визначають закон Ріттінгера?
4. Якою математичною моделлю визначають закон Кірпічова–Кіка?
5. Якою математичною моделлю визначають закон Ребіндера?
6. Якою математичною моделлю визначають закон Бонда?
7. Які основні типи машин для подрібнення?
8. Розшифруйте марки щоккових дробарок.
9. Розшифруйте марки конусних дробарок.
10. Який коефіцієнт завантаження дробарок?

РОЗДІЛ 6

ДОПОМІЖНІ ТЕХНОЛОГІЧНІ ПРОЦЕСИ І ОБЛАДНАННЯ. ГІДРАВЛІЧНА КЛАСИФІКАЦІЯ І КОНВЕЄРНИЙ ТРАНСПОРТ ДРОБИЛЬНО-СОРТУВАЛЬНОГО ЗАВОДУ

6.1. Процес гідравлічної класифікації

Процес гідравлічної класифікації зумовлений законами руху мінеральних частинок у водному середовищі. Цей рух може відбуватися в умовах вільного падіння (руху) окремих зерен або ж в умовах стиснутого падіння (руху) маси мінеральних зерен.

Вільне падіння — це рух поодиноких зерен у необмеженому середовищі під дією гравітаційних, відцентрових і сил опору середовища, за якого зерна, що рухаються, не мають взаємного впливу.

Стиснуте падіння — переміщення безлічі зерен у вигляді більш-менш компактної маси, коли, крім гравітаційних, відцентрових і сил опору середовища, на рух зерен впливають сусідні зерна, що безупинно зіштовхуються.

Характер руху зерен в обох випадках може бути ламінарним, турбулентним або перехідним залежно від режиму, зумовленого числом Рейнольдса Re (безрозмірний):

$$Re = vd\Delta/\mu, \quad (6.1)$$

де v — швидкість руху частинки по відношенню до середовища, м/с;

d — діаметр частинки, м;

Δ — щільність середовища, кг/м³;

μ — динамічна в'язкість середовища, Н·с/м².

Якщо $Re < 1$ — ламінарний режим, якщо $Re > 1000$ — турбулентний, за $Re = 1 \dots 1000$ — перехідний (нестійкий).

Відомо, що всі тіла під час падіння у порожнечі рухаються зі швидкістю, що не залежить від їх розміру, форми та щільності. Кінцева швидкість падіння поодинокого зерна в цьому разі визначена тільки силою ваги за законом Ньютона:

$$v = \sqrt{4gh},$$

де v — швидкість падіння зерна, м/с;

g — прискорення вільного падіння, м/с²;

h — висота падіння, м.

У реальних умовах (у водному або повітряному середовищі), крім сил ваги, на зерно, що рухається, впливають сили опору середовища. Сили опору — результат режиму обтікання тіл середовищем, і залежно від цього їх поділяють на в'язкісні й інерційні.

6.2. Сили опору руху частинки у водному середовищі

Сили в'язкого опору виникають у результаті подолання сил тертя між окремими шарами середовища, що оточують зерно й зміщуються у разі його пересування один щодо іншого. Сили в'язкого опору переважають за ламінарних режимах руху: відносно малі розміри зерен і невеликі швидкості їх руху ($d < 0,12$ мм, $Re < 1$).

За Стоксом, сила в'язкого опору P_c в умовах ламінарного режиму руху:

$$P_c = 3\pi \cdot \nu^2 d^2 \Delta / Re \text{ або } P_c = 3\pi \mu \nu d, \quad (6.2)$$

Сили інерційного опору виникають у результаті подолання сил інерції навколишнього середовища. Інерційні опори переважають за турбулентних режимах руху: порівняно великі розміри зерен і більші швидкості їх руху ($d > 2$ мм, $Re > 1000$).

За Ріттінгером сила інерційного (динамічного) опору P_p в умовах турбулентного режиму руху, Н:

$$P_p = 0,83 \nu^2 d^2 \Delta. \quad (6.3)$$

Для перехідного режиму руху зерен проміжної крупності ($0,12 < d < 2$ і $1 < Re < 1000$) сили опору середовища P_A можна визначити за формулою Аллена:

$$P_A = 1,25 \pi \sqrt{\mu \Delta} \cdot \sqrt{\nu^3 d^3}. \quad (6.4)$$

Формули (6.2), (6.3) і (6.4) підходять тільки для зерен певної крупності. Релей запропонував узагальнену формулу для визначення сил опору середовища рухові зерен будь-якої крупності, що враховує дію як в'язкого, так і інерційного опорів, Н:

$$P_R = \phi \nu^2 d^2 p, \quad (6.5)$$

де ϕ — коефіцієнт опору, що залежить від параметра Re , в.о.;

ν — швидкість падіння зерна у середовищі, м/с;

d — діаметр зерна, м;

p — щільність середовища, кг/м³.

Усі розглянуті залежності справедливі для зерен кулястої форми.

Визначення швидкості вільного падіння зерен у водному середовищі пов'язане з урахуванням розглянутих сил опору середовища, а також з урахуванням сили ваги:

$$P_g = mg = 0,67 \pi d^3 \delta g,$$

і сили Архімеда, що виштовхує зерно з потоку:

$$P_A = 0,67 \pi d^3 \Delta g,$$

де m — маса зерна, кг;

δ — щільність зерна, кг/м³.

Визначимо кінцеву швидкість вільного падіння v_0 для зерен різної крупності за різних режимів руху. Приймаючи значення сил опору за Ріттінгером (6.3), складемо рівняння руху зерна:

$$m \frac{dv}{dt} = \frac{\pi d^3}{6} \delta \cdot g - \frac{\pi d^3}{6} \Delta \cdot g - \frac{\pi}{12} v^2 \cdot d^2 \Delta,$$

звідки:

$$\frac{dv}{dt} = \delta - \Delta \cdot g - \frac{v^2 \Delta}{2d}. \quad (6.6)$$

У момент, коли $v = 0$, прискорення руху зерна буде постійним і рівним початковому:

$$g_0 = \delta - \Delta \cdot g.$$

Зі збільшенням швидкості руху сила опору зростає. Коли сума результуючих сил стане рівною нулю, зерно буде падати з кінцевою постійною швидкістю v_0 . При цьому $dv/dt = 0$. Підставивши $v_{\text{кін}}$ замість v у формулу (6.6), отримаємо:

$$v_{\text{Pкін}} = \sqrt{2g \cdot d \cdot \delta - \Delta / \Delta} = 4,43 \sqrt{d \cdot \delta - \Delta / \Delta},$$

де $v_{\text{Pкін}}$ — кінцева швидкість вільного падіння зерна відповідно до закону Ріттінгера, м/с.

Виконавши аналогічні перетворення з урахуванням сил опору за Алленом (формула 6.4) і Стоксом (формула 6.2) відповідно визначимо швидкість вільного падіння:

$$v_{\text{Акін}} = 1,2 \sqrt[3]{\delta - \Delta^2 / \Delta \cdot \mu},$$

$$v_{\text{Скін}} = 0,545 d^2 \cdot \delta - \Delta / \mu.$$

6.3. Гідравлічні класифікатори

Гідравлічна класифікація відбувається в горизонтальних, вертикальних або криволінійних потоках під дією гравітаційних або відцентрових сил. Найчастіше застосовують поширені класифікатори: механічні спіральні, конусні, гідросепаратори та гідроциклони.

Спіральні класифікатори рис. 6.1, складаються з похилого корита 1, куди безупинно подається вихідна пульпа. Переміщення її спрямоване до зливного порога 2. Крупний матеріал (частинки, швидкість стиснутого

падіння яких більша за швидкість руху потоку пульпи) осаджується на днище корита й транспортується обертовою спіраллю 3 у вигляді піску до розвантаження. Дрібний матеріал (частинки, що захоплюються рухом потоку пульпи) видаляється через зливальний поріг. У двох спіральних класифікаторах паралельно працюють дві спіралі.

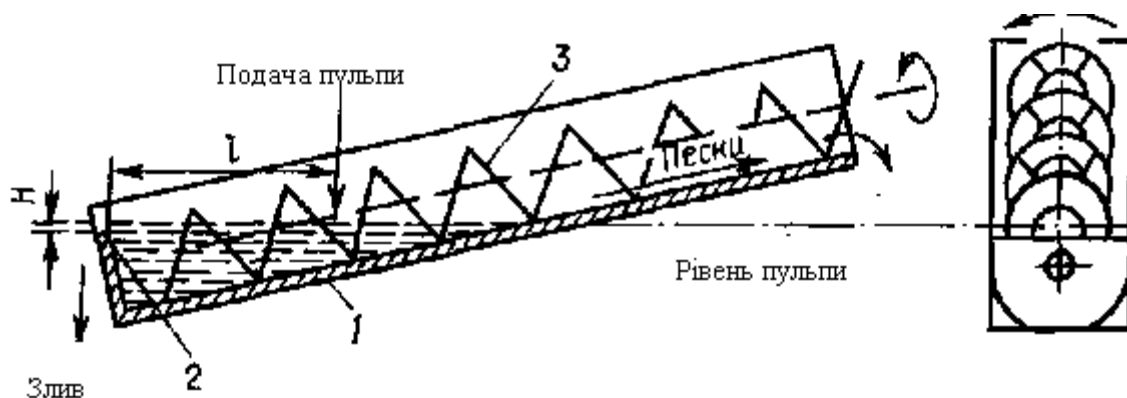


Рис. 6.1. Принципова схема механічного спірального класифікатора

Технічні характеристики спіральних класифікаторів із незануреною спіраллю [1] наведено у табл. 6.1

Таблиця 6.1. Технічні характеристики спіральних класифікаторів із незануреною спіраллю

Типорозмір класифікатора	Діаметр спіралі, мм	Довжина ванни, мм	Кут нахилу ванни, ° ...	Кількість спіралей	Частота обертання спіралі, хв^{-1}	Потужність двигуна, кВт	Маса, т	Габарити, мм		
								Довжина	Ширина	Висота
1КСН-3	300	3000	18	1	25	1,1	0,8	—	—	—
1КСН-5	500	4500	18	1	12	1,1	1,5	5600	1000	1350
1КСН-7,5	750	5500	18	1	7,8	3,0	3,0	7200	1350	1600
1КСН-10	1000	6500	18	1	5,0	5,5	5,0			
1КСН-12	1200	6500	18	1	4,1; 8,3	3,0; 6,0	7,0	8500	1700	3000
1КСН-15	1500	8200	18	1	3,4; 6,8	7,5	13,0	10000	2360	3750
1КСН-20	2000	8400	18	1	2,0; 4,0	13,0	19,0	11000	2800	4750
1КСН-24	2400	9200	18	1	1,8; 3,6	13,0	23,0	—	—	—
1КСН-24А	2400	9200	18	1	2,6; 5,2	11,0	21,4	12500	3150	4900
1КСН-24Б	2400	13400	24	1	3,6	22,0	33,1	16000	2900	3950
1КСН-30	3000	12500	18	1	1,5; 3,0	30,0	37,0	16000	2900	3950
2КСН-24	2400	9200	0–18	2	3,6	22,0	42,0	11750	3750	6000
2КСН-30	3000	12500	0–18	2	3,6	40,0	72,0	15050	5600	4000

Пісковловлювачі — класичні пристрої відділення піску від води, яка зливається із зневоднювальних грохотів і циклонів. Пісковловлювачі корпорації «Metso Minerals» забезпечують високий ступінь відділення піску (100...120 мкм) за



Рис. 6.2. Зневоднювальний грохот з пісковловлювачем корпорації «Metso Minerals»

високої продуктивності та низьких поточних витратах. Пісковловлювачі вимагають мінімальної потужності привода, низьких витрат на обслуговування та вирізняються високою зносостійкістю.

Суміш піску з водою подається до пісковловлювача через центральний входний отвір під зневоднювальним грохотом (рис. 6.2). Матеріал надходить на течку в нетурбулентній зоні зневоднювального колеса, пісок після цього осідає в нижній частині. Шнек, що повільно обертається, переносить матеріал до зневоднювального

колеса. Стічні води проходять через поріг на протилежному боці машини. Зневоднювальне колесо скидає продукт на зневоднювальний грохот типу ESU, який входить до складу пісковловлювача.

Гідроциклони застосовують для операцій класифікації за крупністю та знешламлювання продуктів здрібнювання. Ці апарати встановлюють на збагачувальних фабриках замість механічних класифікаторів. Гідроциклони використовують в окремих операціях підготовки руди та збагачення. Дедалі більшого поширення вони набувають для роботи у важкій суспензії. Успішно конкурувати з механічними й гідравлічними класифікаторами

гідроциклонам дає змогу простота їх конструкції, невеликі габарити й металоємність, можливість оперативного й автоматизованого регулювання технологічних параметрів, більш висока питома продуктивність і ефективність поділу. Використання гідроциклонів поширене не тільки на

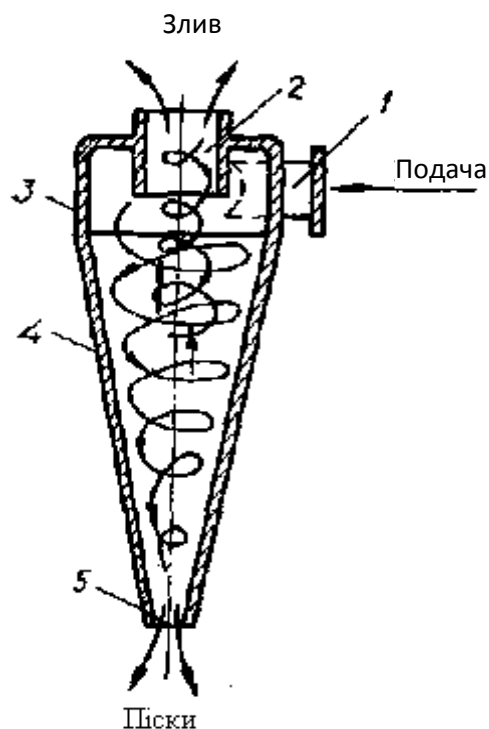


Рис. 6.3. Принципова схема гідроциклона:

1 — патрубок; 2 — зливний отвір; 3 — циліндрична частина; 4 — конічна частина; 5 — пісковий отвір

збагачувальних фабриках (для рудної, вугільної, гірничо-хімічного сировини), але й у нафтовидобувній, паперовій та інших галузях промисловості.

Принцип роботи гідроциклону (рис. 6.3): ви Піски льпа подається в апарат під певним тиском через патрубок 1 і вводиться в його циліндричну частину 3 тангенціально. Таке уведення пульпи зумовлює наявність усередині циліндричної 3 і конічної 4 частин гідроциклону обертового потоку. За вихрового руху рідина розділяється на два обертових в одному напрямку потоки: зовнішній, що переміщується уздовж стінок конуса вниз до піскового отвору 5, і внутрішній, що рухається уздовж осі нагору до зливного отвору 2.

На частинку твердого матеріалу, що перебуває в пульпі, діють сили ваги, опору середовища, тертя, Архімедова й, передусім, відцентрова сила інерції, що виникає під час обертання пульпи. Під дією інерції більші та важчі зерна відкидаються до стінки гідроциклону, переміщуються вниз і потім розвантажуються через піскову насадку, а дрібніші й легші виносяться у злив.

Конструкції промислових гідроциклонів відрізняються співвідношенням геометричних розмірів, кутом конусності, способами підведення живлення, видалення зливу, регулювання величини піскового отвору тощо. Промислові гідроциклони виготовляють литими або звареними з футеровкою внутрішньої поверхні зносостійкими матеріалами: кам'яним литтям, гумою тощо. Технічні характеристики гідроциклонів подано у табл. 6.2.

Таблиця 6.2. Технічні характеристики гідроциклонів

Тип Параметр	ГЦ- 75	ГЦ- 150	ГЦ- 250	ГЦ- 360	ГЦ- 500	ГЦ- 710	ГЦ- 1000	ГЦ- 1400
Діаметр циклона, мм	75	150	250	360	500	710	1000	1400
Кут конусності, ...°	10	10	20	20	20	20	20	20
Еквівалентний діаметр живильного отвору, мм	17	38	65	90	130	150	210	300
Діаметр зливного отвору, мм	22	50	80	115	150	200	250	380
Діаметр піскового отвору, мм	8; 12	12; 20	34; 48	34; 48	48; 75	48; 150	75; 150	200; 250
Тиск на вході, МПа	0,01; 0,02	0,01; 0,02	0,03; 0,25	0,03; 0,25	0,03; 0,25	0,03; 0,25	0,06; 0,45	0,06; 0,45
Продуктивність по живленню з вмістом твердого 40 % за тиску 0,1 МПа, м ³ /год	5	15	50	95	180	260	470	900
Габарити, мм:								
довжина	300	500	600	700	900	1200	1500	2100
ширина	350	450	650	750	1000	1400	1600	2200
висота	600	1200	1400	1900	2500	3500	4500	6200
Маса, кг	20	100	200	300	450	1450	2400	4500

За малого діаметра та великої кількості апаратів їх поєднують за допомогою розподільного пристрою у єдиний комплекс (батареї гідроциклони).

Коритні мийки з подвійним валом використовують для очищення гравію і дробленої породи, що вміщує глину або інші забруднення. Вибір потрібної коритної мийки зумовлений використовуваним матеріалом і продуктивністю. Коритні мийки «Metso Minerals» мають два вали для більш ефективного процесу очищення (рис. 6.4). Забруднений продукт подають на нижній кінець течки, встановленої під кутом $7,5^\circ$. Потім матеріал транспортують до верхнього розвантажувального кінця за допомогою валів, які обертаються у протилежних напрямках і мають спіральні лопатки на своїх поверхнях. Лопатки піднімають матеріал і створюють тертя для переміщення. Такий рух зумовлює тертя між породою і лопатками. Під час цього процесу глина (забруднення) відокремлюється (відмивається) від матеріалу та переходить у пусту породу.

Глина, що перейшла у воду, виходить з отвору на стороні живлення. Вміст глини у вхідному матеріалі має бути не більшим за 10 %. Глина має міститись у водному середовищі. Матеріал, який вже очищено від глини, розвантажується через верхній кінець.

У разі високого вмісту органічного матеріалу, наприклад дерева, ефективного видалення більш легких забруднень можна досягти за рахунок встановлення спеціального пристрою вище за потоком від коритної мийки.

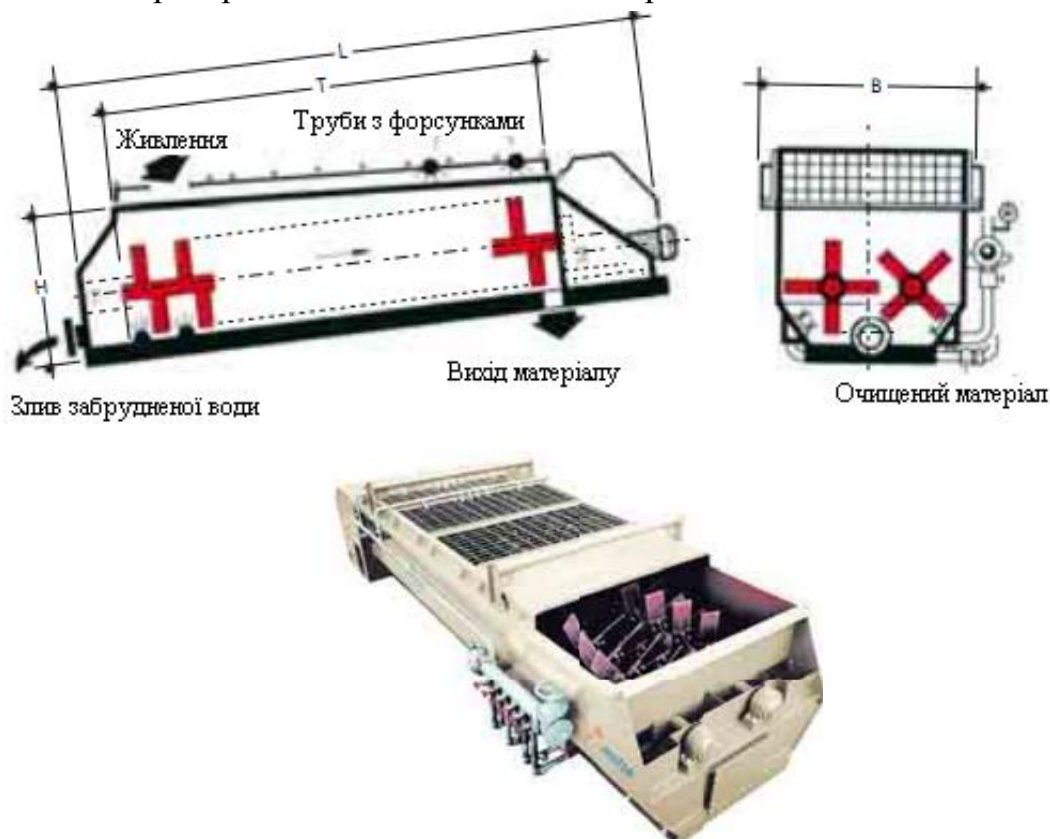


Рис. 6.4. Коритні мийки «Metso Minerals» із двома валами

Коритні мийки корпорації «Metso Minerals» мають міцну та надійну конструкцію. Течки виготовлено зі сталевого прокату та приєднано провареними болтовими пластинами до корпусу зі сторони живлення і сторони розвантаження. Машину приводять у дію два електродвигуни, клиноремінна і прямозубчаста передача. Синхронного обертання обох валів з лопатками досягнуто за рахунок набору синхронізуючих шестерень, що працюють у масляній ванні. Транспортувальні вали встановлено на підшипниках у великих коритних мийках. Лопатки розміщено по спіралі для попередження динамічних навантажень, ударів або пікових навантажень від приводної системи.

Для подовження терміну служби змінних лопаток, виготовлених зі спеціальної зносостійкої сталі, вали обертаються з низькою швидкістю.

Переваги коритних мийок:

- збиральна конструкція зі зносостійкими футеровками на лицьових стінках;
- жорсткі транспортувальні вали зі сферичними роликовими підшипниками для важкого режиму роботи;
- змінні лопатки зі зносостійкої сталі;
- окремі змінні цапфи валів;
- надійний зубчастий редуктор.

6.4. Визначення кінцевої швидкості падіння частинок кулястої форми

Для визначення кінцевої швидкості падіння частинок кулястої форми будь-якої крупності з формул (6.1) і (6.5) [1] знаходимо:

$$\text{Re}^2 \varphi = P \cdot \Delta / \mu^2. \quad (6.7)$$

За сталого режиму $v = v_0 = \text{const}$ сила опору середовища P врівноважує рушійну силу, рівну різниці сил ваги G і виштовхування A .

Підставивши у формулу (6.7) замість P різницю $G - A$, після перетворень одержимо:

$$\text{Re}^2 \varphi = \left[\pi d^3 \delta - \Delta \Delta \cdot g \right] / G \cdot \mu^2.$$

Для водного середовища $\delta = 1000 \text{ кг/м}^3$, $\mu = 0,001 \text{ Н} \cdot \text{с/м}^2$, $g = 9,8 \text{ м/с}^2$, тоді:

$$\text{Re}^2 = 5134 \cdot 10^6 \cdot d^3 \delta - 1000.$$

Знаючи діаметр зерна і його щільність, підрахуємо величину $\text{Re}^2 \varphi$ і, скориставшись діаграмою (рис. 6.5) з параметра $\text{Re}^2 \varphi$, визначимо Re . Підставивши знайдене значення Re у формулу (6.1), отримаємо кінцеву швидкість вільного падіння зерна:

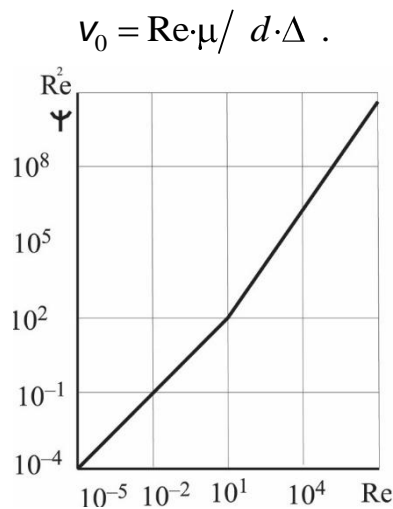


Рис. 6.5. Залежність між параметром $Re^2 \psi$ і числом Рейнольдса Re

6.5. Швидкість стиснутого падіння зерен у водному середовищі

Визначити швидкість стиснутого падіння зерен у водному середовищі можна тільки за експериментальними даними, оскільки аналітично неможливо встановити ступінь зменшення швидкості падіння зерен у разі їх взаємодії.

У результаті експериментів із вимірювання швидкостей падіння зерен різних розмірів встановлено, що швидкість стиснутого падіння [1]:

$$v_{ст} = v_0 \sqrt{\Theta^n},$$

де Θ — коефіцієнт розпушення суміші зерен дорівнює відношенню обсягу вільного простору між зернами до повного обсягу, зайнятого розпушеною сумішшю.

Зі зменшенням кількості зерен в одиниці об'єму суміші Θ прямує до одиниці, а $v_{ст} \rightarrow v$. Показник степеня n залежить від розміру, щільності та форми зерен. У разі крупності менше від 0,3 мм $n = 6$.

6.6. Рівнопадність зерен

Рівнопадність зерен зумовлена різною величиною їх щільності. Зерна, які з різними щільністю й розмірами мають однакову кінцеву швидкість падіння, називають рівнопадними. Зерна двох різних мінералів щільністю δ_1 і δ_2 , розміром відповідно d_1 і d_2 , мають кінцеву швидкість вільного падіння у воді v_{01} і v_{02} . Умова рівнопадності: $v_{01} = v_{02}$.

Коефіцієнт рівнопадності — це відношення діаметрів зерен легкого та більш важкого мінералу, що падають з однаковою швидкістю.

Якщо швидкість вільного падіння зерен відповідно до законів Стокса, Ріттингера, Аллена, то отримаємо такі значення коефіцієнтів рівнопадності (формули 6.2–6.4):

$$e_p = d_1/d_2 = \delta_2 - \Delta / \delta_1 - \Delta ; e_A = d_1/d_2 = \sqrt[3]{\delta_2 - \Delta^2 / \delta_1 - \Delta^2} ;$$

$$e_{ct} = \sqrt{\delta_2 - \Delta / \delta_1 - \Delta} .$$

П. В. Ляшенко на основі використання загального виразу для швидкості вільного падіння зерен запропонував під час визначення коефіцієнта рівнопадності враховувати величини коефіцієнтів опору:

$$e_{\pi} = d_1/d_2 = \left[\psi_1 \delta_2 - \Delta \right] / \left[\psi_2 \delta_1 - \Delta \right] .$$

Досліди свідчать про те, що коефіцієнти рівнопадності стиснутого падіння у 1,5...2 рази більші від їх значень за вільного падіння. Це пояснюється зміною в стиснутих умовах співвідношення між швидкостями падіння легких і важких зерен.

6.7. Стрічкові конвеєри-живильники

Нині інноваційні рішення стрічкових конвеєрів-живильників притаманні лише обладнанню закордонного виробництва, зокрема фінської корпорації «MetsoMinerals». Схему та габарити новітніх стрічкових конвеєрів ТВС типу Compact наведено на рис. 6.6. Усі розміри — в дюймах.

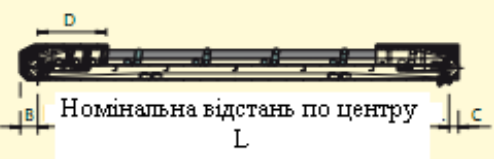
Розмір	Розміри конвеєрів - живильників ТВС							
	350	500	650	800	1000	1200	1400	1600
 L mini	1500	2000	2000	2000	2500	2500	3000	3000
L maxi	6000	14 000	14 000	14 000	10 000	10 000	8000	8000
P	520	700	870	1030	1270	1530	1780	2000
H	330	375	440	505	590	670	680	740
A	220	270	270	330	330	380	380	380
B	210	200	190	260	250	320	300	360
C	120	120	130	150	170	190	210	230
D	750	1000	1000	1000	1250	1250	1500	1500
M	210	310	430	580	740	940	1100	1300

Рис. 6.6. Схеми стрічкових конвеєрів ТВС типу Compact

Схему та габарити конвеєрів ЕВС розглянуто на рис. 6.7.

	Розмір	Розміри конвеєрів-живильників ЕВС							
		350	500	650	800	1000	1200	1400	1600
L mini	500	1000	1000	1000	1000	1500	1500	2000	2000
L maxi	1000	1500	1500	1500	2000	2000	2500	2500	2500
P	520	700	870	1030	1270	1530	1780	2000	2000
H	330	420	500	600	720	870	980	1140	1140
A	220	270	270	330	330	350	350	350	350
B	130	200	190	180	250	240	300	280	280
C	150	200	260	330	400	490	570	670	670
M mini	170	250	368	518	650	850	986	1186	1186
M maxi	210	310	430	580	740	940	1100	1300	1300

Рис. 6.7. Схеми стрічкових конвеєрів-живильників ЕВС типу Compact

Схеми та габарити стрічкових конвеєрів-живильників ТЕС типу Compact наведено на рис. 6.8.

	Розмір	Розміри конвеєрів-живильників ТЕС							
		350	500	650	800	1000	1200	1400	1600
L mini	1500	2000	2000	2000	2500	2500	3000	3000	3000
L maxi	2500	3000	3000	3000	3500	3500	4000	4000	4000
P	520	700	870	1030	1270	1530	1780	2000	2000
H	330	375	440	505	590	670	680	740	740
A	220	270	270	330	330	350	350	380	380
B	210	200	190	260	250	320	300	360	360
C	120	120	130	150	170	190	210	230	230
M	210	310	430	580	740	940	1100	1300	1300

Рис. 6.8. Схеми новітніх стрічкових конвеєрів-живильників ТЕС типу Compact

6.8. Вибір ширини стрічки конвеєрів-живильників

Ширину стрічки відповідно до швидкості руху та продуктивності обирають користуючись даними, наведеними у табл. 6.3.

Таблиця 6.3. Дані для вибору ширини стрічки стрічкових конвеєрів-живильників

Ширина стрічки, мм	Продуктивність, т/год, за швидкості стрічки $V_c = 1,4$ м/с	Продуктивність, т/год $V_c = 1,4$ м/с, $d/D > 80$ мм	Продуктивність, т/год $V_c = 1,8$ м/с, $d/D = 0/80$ мм	Продуктивність, т/год $V_c = 2,2$ м/с, $d/D = 0/50$ мм
500	100 за фракції 0...100 мм	115	150	180
650	150 за фракції 1...150 мм	200	260	300
800	350 за фракції 1...200 мм	460	600	700
1000	600 за фракції 1...250 мм	700	900	1050
1200	850 за фракції 1...300 мм	1000	1000	1500

6.9. Очищення стрічки конвеєрів

Очищення стрічки TrelexT скребком із лезом HMS з карбіду вольфраму, встановленим під стрічкою, показано на рис. 6.9. Застосування — дрібний матеріал, сухий та неабразивний.

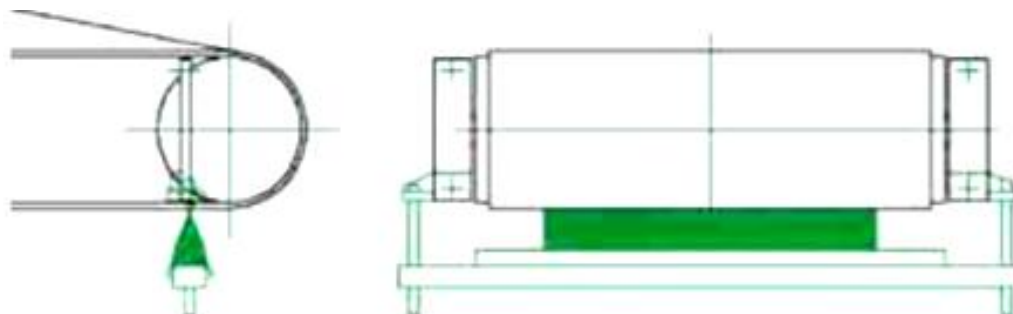


Рис. 6.9. Схеми очищення стрічки скребком із лезом з карбіду вольфраму

Схему очищення конвеєрної стрічки скребком Trelex T із поліуретановими лезами показано на рис. 6.10. Застосування — абразивний та/або вологий та/або схильний до забивання і злипання матеріал.

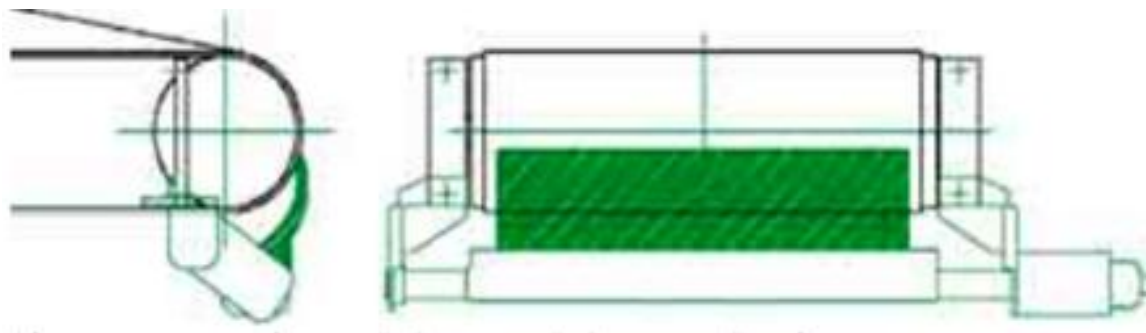


Рис. 6.10. Схема очищення конвеєрної стрічки скребком з поліуретановими лезами

Якщо матеріал має гострі кути, то використовують таку саму схему очищення стрічки конвеєра, як показано на рис. 6.8, але замінюють скребок з поліуретану на скребок із лезом з карбіду вольфраму.

Для роботи в особливих умовах на вимогу замовника постачають скребок Belle Banne URTM, встановлений під стрічкою з лезом HMS із карбіду вольфраму (рис. 6.11).

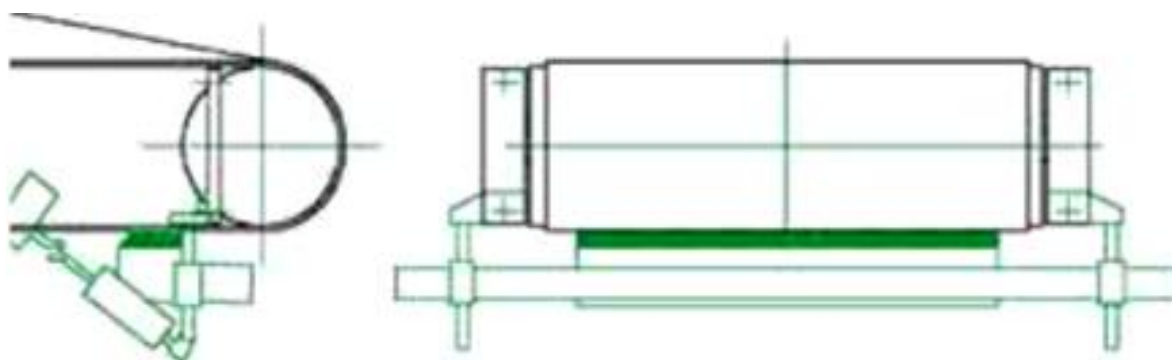
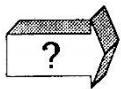


Рис. 6.11. Скребок Belle Banne URTM, встановлений під стрічкою з лезом з HMS з карбіду вольфраму для особливих умов роботи

Для вибору ширини стрічки за довжини прольоту 10 м корпорація «MetsoMinerals» пропонує користуватися табл. 6.4.

Таблиця 6.4. Параметри до вибору ширини стрічки конвеєра

Ширина стрічки, мм	Довжина секції конвеєра, м	Максимальна продуктивність, т/год	Максимальний розмір куска, мм, за 50 % розміру куска, що проходить	Максимальний кут нахилу, ...°	Кут жолоба, ...°	Потужність секції, кВт	Швидкість стрічки, м/с
350	$1,5 \geq 6,0$	40	63	20,0	15	3...22	1,6
500	$2,0 \geq 20$	100	100	19,0	25		
650	$2,0 \geq 20$	200	125	18,0	25		
800	$2,0 \geq 20$	320	160	17,0	25		
1000	$2,5 \geq 20$	500	200	16,5	25		
1200	$2,5 \geq 20$	700	250	16,0	25		
1400	$3,0 \geq 8,0$	750	300	15,5	25		
1600	$3,0 \geq 8,0$	1000	350	15,0	25		



Контрольні запитання

1. Яке призначення і який принцип дії спіральних класифікаторів?
2. Яке призначення і який принцип дії гідроциклонів?
3. Що таке коефіцієнт рівнопадності зерен у рідині?
4. Що таке «вільне падіння зерен у водному середовищі»?
5. Що таке «стиснуте падіння зерен у водному середовищі»?
6. Яке призначення коритних мийок?
7. Як визначити швидкість вільного падіння зерна?
8. Як визначити силу в'язкісного опору за Стоксом?
9. Як визначити силу інерційного опору за Ріттінгером?
10. Як визначити силу опору водного середовища для перехідного режиму руху частин крупністю ($0,12 < d < 2$ і $1 < Re < 1000$)?
11. Яка мінімальна та максимальна ширина стрічки конвеєрів-живильників?
12. За якими основними показниками обирають ширину стрічки конвеєрів-живильників?
13. Які особливості очищення стрічки конвеєрного транспорту?
14. З яких матеріалів виготовляють леза для очищення конвеєрної стрічки?
15. Де встановлюють леза для очищення конвеєрної стрічки?

РОЗДІЛ 7

РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЇ ТА ВИБІР ТЕХНІКИ ДРОБИЛЬНО-СОРТУВАЛЬНОГО ЗАВОДУ

Постійне зростання виробництва нерудних будівельних матеріалів, зокрема щебеню, пов'язане з потребами дорожнього будівництва. До якості покриттів споруджуваних автодоріг висувають підвищені вимоги не тільки за характеристиками міцності, але й за формою та розмірами наповнювачів.

У зв'язку з цим збільшився дефіцит у виробництві щебеню кубовидної форми, передусім фракцій 5...10; 10...20; 20...40 мм. Численними дослідженнями встановлено, що застосування в технології отримання щебеню вібраційних шокових дробарок дає можливість забезпечувати отримання високоякісних будівельних матеріалів як за фракційним складом, так і за вмістом зерен кубовидної форми.

На підприємстві «Механобр» (Росія, Санкт-Петербург) розроблено конструкції й виготовляють вібраційні шокові дробарки різних типорозмірів для виробництва щебеню, що забезпечують продуктивність 1...200 т/год із розміром куска вихідного матеріалу 65...800 мм. Вібраційні шокові дробарки за низької енергоємності процесу дроблення (0,07...0,45 кВт·т/год) забезпечують високі споживчі властивості подрібнюваного матеріалу, а саме:

- знижується вміст зерен щебеню пластинчастої іголкової форми від 30...44% у вихідному продукті до 10...16% у готових фракціях;
- збільшується міцність отримуваних фракцій щебеню на 10...15% за рахунок зниження мікротріщинуватості кусків і селективності розкриття.

У розділі наведено приклад вибору та розрахунку технології й обладнання ДСЗ продуктивністю за готовою продукцією 250 000 м³/р. із використанням вібраційних шокових і конусних дробарок. Розрахунок виконано за методикою, наведеною в нормативному документі [16] з урахуванням вимог ДСТУ 3.008-95. «Документація. Звіти в сфері науки і техніки. Структура і правила оформлення».

7.1. Обґрунтування доцільності реконструкції та узгодження дробильно-сортувального заводу за продуктивністю

У результаті реконструкції проведено дорозвідку родовища та виявлено додаткові запаси обсягом 10 000 000 м³. Кар'єр буде розробляти родовище

протягом 40 років за річної продуктивності 250 000 м³/р., тому доцільна реконструкція ДСЗ до річної продуктивності 250 000 м³/р. Передпроектні розрахунки технологічної схеми ДСЗ проводяться за методикою, наведеною у [15].

Потрібна продуктивність за вхідним матеріалом $\Pi_{\text{вх}}$, м³/р.:

$$\Pi_{\text{вх}} = \frac{Q_{\text{вх}} \cdot \delta_{\text{г.п}}}{\gamma_{\text{г.п}} \cdot \delta_{\text{в.п}}} = \frac{250\,000 \cdot 1,3}{0,95 \cdot 1,7} = 201238,39,$$

де $Q_{\text{вх}}$ — річна продуктивність ДСЗ, $Q_{\text{вх}} = 250\,000$ м³/р.;

$\delta_{\text{г.п}}$ — насипна маса (щільність) готової продукції, $\delta_{\text{г.п}} = 1,3$, т/м³ [37];

$\gamma_{\text{г.п}}$ — орієнтовний вихід готової продукції, $\gamma_{\text{г.п}} = 0,95$, в.о.;

$\delta_{\text{в.п}}$ — насипна маса вхідної продукції, $\delta_{\text{в.п}} = 1,7$ т/м³ [29].

7.2. Визначення споживачів і їх вимог до готової продукції

Стандарт ДСТУ Б.В.2.7-34:2001 поширюється на щебінь із середньою насипною масою 2,8...3,2 г/см³, який отримують із скельних гірських порід, що попутно видобувають разом із залізною рудою у кар'єрах гірничо-збагачувальних комбінатів і шахт.

Щебінь характеризують такими основними показниками якості: насипна маса; зерновий склад; форма зерен; міцність; абразивність; вміст зерен слабких порід; морозостійкість; вмістом пилюватих і глинистих частинок, зокрема глини у грудках; стійкість структури; вміст шкідливих домішок і сполук. Насипна маса щебеню, який випускають за цим стандартом, має бути не більше 1750 кг/м³. Насипна маса щебеню, призначеного для виготовлення збірного бетону та залізобетону, не має перевищувати 1600 кг/м³. Щебінь за цим стандартом випускають таких основних фракцій: 5...10 мм; 10...20 мм; 20...40 мм; 40...80 (70) мм. Якість щебеню характеризують вмістом зерен пластинчастої (лещадної) і голчастої форми.

Примітка. До зерен пластинчастої (лещадної) і голчастої форми належать зерна, товщина або ширина яких менша від довжини у три і більше разів.

Марка щебеню за міцністю має бути не нижче 400. Морозостійкість щебеню визначають за кількістю циклів змінного заморожування і відтаювання, за яких його втрати у відсотках за масою не перевищують встановлених значень. Щебінь, який випускають за цим стандартом, за морозостійкістю поділяють на марки F25, F35, F50, F100, F150 і F200.

Уміст пилюватих і глинистих частинок розміром менше 0,05 мм, який визначають відмулюванням, піпетковим методом або методом мокрого просіювання, у щебені марок за дробимістю 600 і вище не має перевищувати 1 % за масою, у щебені марки 400 — 2 % за масою, зокрема глини в грудках у щебені всіх марок — 0,25 % за масою. Щебінь має бути стійкої структури проти усіх видів розпадів. Структуру щебеню вважають стійкою, якщо втрата у масі після випробувань не перевищує 5 %.

Уміст у щебені сірчистих і сірчаноокислих сполук у перерахунку на SO_3 не має перевищувати 0,5 % за масою. Щебінь має містити загальне залізо за масою не більше 25 %.

Щебінь використовують у бетоні без обмежень, якщо вміст кожного з породотвірних мінералів (магнетиту, гетиту, гематиту тощо) не більше 10 % за об'ємом або загальний їх уміст не перевищує 15 %.

Стандарт ДСТУ Б.В.2.7-76-98 «Будівельні матеріали. Пісок для будівельних робіт з відсіву подрібнення скельних гірських порід гірничо-збагачувальних комбінатів України» поширюється на пісок із відсіву подрібнення з середньою щільністю зерен $2,8 \dots 3,2 \text{ г/см}^3$, який отримують у разі виробництва щебеню зі скельних гірських порід гірничо-збагачувальних комбінатів України.

Пісок має відповідати вимогам стандарту і застосовуватися відповідно до діючих нормативних документів. Пісок має характеризуватися такими показниками якості:

- насипною щільністю;
- зерновим складом;
- вмістом пилюватих і глинистих частинок, зокрема глини в грудках;
- вмістом глинистих частинок, визначених методом набрякання (у разі розробки відвалів відсіву дроблення);
- вмістом органічних домішок;
- міцністю;
- морозостійкістю;
- вмістом порід і мінералів, віднесених до шкідливих домішок;
- значенням сумарної питомої активності природних радіонуклідів.

Насипна маса піску, випущеного за цим стандартом, не має перевищувати 1650 кг/м^3 . Піски, стандартизовані цим документом, за зерновим складом поділяють на групи: підвищеної крупності, великі, середні та дрібні.

Модулі крупності M_k і повний залишок на ситі № 063 після відсіву зерен понад 5 мм мають відповідати вказаним у табл. 7.1.

Уміст зерен розміром понад 10 мм у піску не має перевищувати 5 % за масою. Уміст зерен розміром 5...10 мм у пісках для бетонів не має перевищувати

10 % за масою. Вміст в піску зерен, що проходять через сито № 016, не має перевищувати 20 % за масою.

Таблиця 7.1. Модулі крупності M_k і повний залишок на ситі

Група піску за зерновим складом	Модуль крупності піску, M_k	Повний залишок на ситі № 063, % за масою
Підвищеної крупності	3,0...3,5	65...75
Великий	2,5...3,0	45...65
Середній	2,0...2,5	30...45
Дрібний	1,5...2,0	10...30

Кількість пилоподібних і глинистих частинок розміром менше 0,05 мм, які визначають за методом відмочування, піпетковим методом або методом мокрого просіювання, не має перевищувати 7 % за масою, зокрема глини в грудках 0,35 % за масою. Кількість глинистих частинок, які визначають за методом набрякання, не має перевищувати 1 % за масою.

Пісок у разі обробки розчином гідрооксиду натрію (колориметрична проба на органічні домішки) не має бути темніше за колір еталону.

Залежно від міцності вихідної гірської породи піски поділяють на марки: 1000; 800 і 600.

У скельних гірських породах не має бути слабких складових у кількості понад 10 % за масою.

За вищого вмісту слабких складових допускають використовувати піски, отримані після другої і третьої стадій подрібнення.

До слабких належать породи з границею міцності на стискання у водонасиченому стані менше за 20 МПа (200 кгс/см²). Пісок має бути маркиза морозостійкістю не нижче 25. Втрата маси після 25 циклів поперемінного заморожування і розтавання не має перевищувати 10 %.

7.3. Вибір і обґрунтування технологічної схеми дробильно-сортувального заводу

Вибір і обґрунтування технологічної схеми ДСЗ починають з аналізу фракційного складу гірської маси (табл. 7.2), отриманої після вибуху на кар'єрі, вона і є вхідною гірською масою для ДСЗ.

У разі обрання кількісних значень параметрів для розрахунку слід давати обґрунтування кожному з них і бібліографічне джерело, за яким обрано цей параметр. Також обов'язково вказують розмірність обраного параметра.

Методику обрання потрібної і достатньої кількості стадій дроблення на ДСЗ складено на основі порівняння загального ступеня дроблення ДСЗ і добутку частинних ступенів дроблення кожної стадії.

Таблиця 7.2. Фракційний склад вхідної гірської маси

Розмір фракції, мм	Вихід фракції, в.о.	Розмір фракції, мм	Вихід фракції, в.о.
0...0,14	0,01	0...70	0,16
0...5	0,03	0...100	0,25
0...10	0,06	0...200	0,58
0...20	0,08	0...300	0,80
0...40	0,09	0...500	1,00

Загальний ступінь подрібнення заводу $i_{\text{заг}}$, в.о.:

$$i_{\text{заг}} = D_{\text{max}}/d_{\text{max}} = 500/20 = 25,$$

де D_{max} — максимальний розмір куска вихідної гірничої маси, $D_{\text{max}} = 500$, мм (табл. 7.2);

d_{max} — максимальний отриманий кусок готової продукції ДСЗ, оскільки фракція 10...20 мм користується підвищеним попитом, її використовують для виробництва асфальту, дорожнього покриття, у житловому будівництві як заповнювач для бетону та конструкцій із нього, $d_{\text{max}} = 20$.

Частинний ступінь подрібнення i_1 першої стадії визначають за формулою, в.о.:

$$i_1 = D_{\text{max}}/d_{1\text{max}} = 500/1,6 \cdot b_1 = 500/1,6 \cdot 75 = 4,2,$$

де $d_{1\text{max}}$ — максимальний розмір куска на виході дробарки ВЩД-600×800, $d_{1\text{max}} = 1,6 \cdot b_1 = 1,6 \cdot 75 = 120$, мм;

1,6 — коефіцієнт закругнення куска на вході в дробарку, в.о. [20, 25];

b_1 — ширина вихідної щілини дробарки ВЩД-600×800 для отримання максимальної кількості фракцій 10...20 мм, $b_1 = 75$ мм. [20, 25].

Частинний ступінь подрібнення i_2 другої дробарки КІД 900, в.о.:

$$i_2 = d_{1\text{max}}/d_{2\text{max}} = 1,6b_1/2,8b_2 = 1,6 \cdot 75/2,8 \cdot 20 = 2,1,$$

де $d_{2\text{max}}$ — максимальний розмір куска на виході дробарки, $d_{2\text{max}} = 2,8b_2 = 2,8 \cdot 20 = 56$, мм [25];

2,8 — коефіцієнт закругнення куска на вході в дробарку, в.о. [20, 24];

b_2 — ширина вихідної щілини дробарки КІД-900 для отримання максимальної кількості фракцій 10...20, $b_2 = 20$ мм [20, 24].

Частинний ступінь подрібнення i_3 третьої дробарки КІД-900, в.о.:

$$i_3 = d_{2\max} / d_{3\max} = 2,8 \cdot b_2 / 3,3 \cdot b_3 = 2,8 \cdot 20 / 3,3 \cdot 5 = 3,4,$$

де $d_{3\max}$ — максимальний розмір куска на виході дробарки, $d_{3\max} = 3,3 \cdot b_3 = 3,3 \cdot 5 = 16,5$, мм [3, 25];

3,3 — коефіцієнт закрупнення куска на вході в дробарку, в.о. [20, 24];

b_3 — ширина вихідної щілини дробарки КІД-900 для отримання максимальної кількості фракцій 0...5, $b_3 = 5$ мм, [20, 24].

Для перевірки необхідної і достатньої кількості стадій ДСЗ за ступенем подрібнення має виконуватись умова:

$$i_{\text{заг}} < i_1 \cdot i_2 \cdot i_3 \cdot \dots \cdot i_n = 4,2 \cdot 2,1 \cdot 3,4 = 29,9 > 25,$$

оскільки загальний ступінь подрібнення $i_{\text{заг}} = 29,9$ (більше за 25), то досить трьох стадій.

Технологічна схема, розглянута на рис. 7.1, потребує тристадійного подрібнення із замкнутим циклом на останній стадії. Перед кожною стадією потрібно проводити грохочення. Попереднє грохочення застосовують за вмісту не менше 20 % підрешітного класу у вихідному матеріалі.

На другій стадії дроблення в більшості випадків передбачають попереднє грохочення. На третій стадії дроблення із розмірами розвантажувальних щілин 5...7 мм попереднє грохочення застосовують завжди.

Замкнутий цикл на останній стадії подрібнення забезпечує можливість регулювання виходу за крупністю і сприяє збільшенню якості щебеню за рахунок зменшення кусків лещадної та голчастої форми.

7.4. Режим роботи дробильно-сортувального заводу

Робота ДСЗ — цілорічна. Добовий розпорядок тризмінний, з п'яти-добовим робочим тижнем із двома вихідними. Приймаємо восьмигодинний робочий день. Кількість робочих змін на тиждень — 15. Розпорядок роботи складів відвантаження готової продукції — цілорічний без вихідних [20].

Чистий фонд часу роботи, год:

$$T_{\text{ч}} = T_{\text{заг}} \cdot k_{\text{в}} = 6075 \cdot 0,85 = 5164,$$

де $T_{\text{заг}}$ — річний фонд роботи підприємства, $T_{\text{заг}} = 6075$, год [16];

$k_{\text{в}}$ — коефіцієнт використання обладнання, проектного ДСЗ, $k_{\text{в}} = 0,85$ [20].

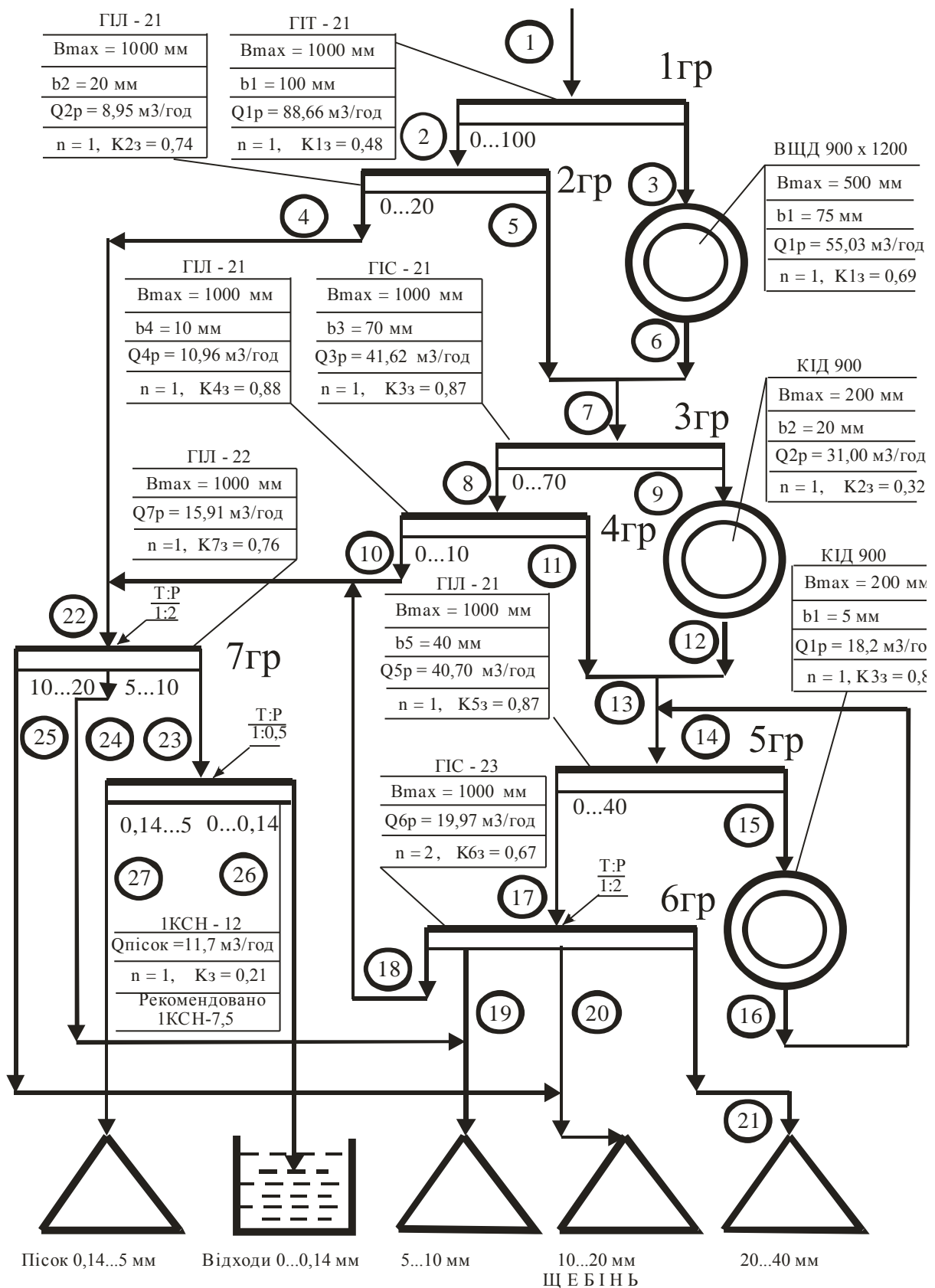


Рис.7.1. Технологічна схема ДСЗ із річною продуктивністю 250 тис. м³/р. готової продукції

7.5. Визначення виробничої потужності заводу за вихідною сировиною

Уточнений розрахунок потрібної продуктивності ДСЗ за вихідним матеріалом $\Pi_{\text{вх}}$, м³/рік [20]:

$$\Pi_{\text{вх}} = Q_{\text{г.п}} \cdot \delta_{\text{г.п}} / (\gamma_{\text{г.п}} \cdot \delta_{\text{вх}}) = 250000 \cdot 1,3 / (0,9965 \cdot 1,7) = 201052,63,$$

де $Q_{\text{г.п}}$ — продуктивність ДСЗ за готовою продукцією, $Q_{\text{г.п}} = 250000$, м³/р.;

$\delta_{\text{г.п}}$ — насипна маса (щільність) готової продукції фракцій 10...20 мм, $\delta_{\text{г.п}} = 1,3$, т/м³ [29];

$\gamma_{\text{г.п}}$ — вихід готової продукції з урахуванням утилізації відходів, $\gamma_{\text{г.п}} = 0,9965$, в.о.;

$\delta_{\text{вх}}$ — насипна маса (щільність) вхідного продукту, $\delta_{\text{вх}} = 1,7$, т/м³ [29].

Годинна продуктивність ДСЗ за вхідним матеріалом $Q_{\text{год}}$, м³/год:

$$Q_{\text{год}} = \Pi_{\text{вх}} / T = 201052,63 / 5164 = 38,93, \quad (7.1)$$

де T — кількість робочих годин на рік, год.

7.6. Розрахунок якісно-кількісної схеми заводу

Вихід продукту операцій 2, 3, 6 (рис. 7.1), в.о.:

$$\gamma_2 = \gamma_1^{-100} \cdot E_1 = 0,25 \cdot 0,7 = 0,17,$$

де γ_1^{-100} — вихід фракцій 0...100 мм у вхідній гірській масі (табл. 7.2), $\gamma_1^{-100} = 0,25$, в.о.;

E — ефективність грохочення першої операції за використання інерційного грохота ГІТ-21 для розрахунку гіршого варіанту, $E = 0,7$, прийнята за табл. 7.3. [16], в.о.

Таблиця 7.3. Ефективність операцій грохочення

Найменування операції	Тип обладнання	Ефективність грохочення, %
Попереднє грохочення перед першою стадією подрібнення	Колосниковий нерухомий грохот	60...70
	Інерційний грохот	70...85
Те саме перед другою стадією подрібнення	Вібраційний грохот	85...90
Кінцеве товарне грохочення, грохочення у замкненому циклі	Інерційний грохот	90...98
	Вібраційний грохот	90...98
Класифікація	Спіральний класифікатор	60...70
Промивання	Коритні та вібраційні промивальні машини	85...95

Вихід продукту операцій 3 та 6 (рис. 7.1):

$$\gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2 = 1 - 0,17 = 0,83;$$

$$\gamma_6 = \gamma_3 = 0,83.$$

Фракційна ефективність операції грохочення 1:

$$E_1^{-d} = 1 - (1 - E_1)(d/100)^c, \quad (7.2)$$

де

$$C = K_1 \cdot E_1 / (1 - E_1) = 1,06 \cdot 0,7 / (1 - 0,7) = 2,47;$$

$$K_1 = 3,222 \cdot \lg(\gamma_1^{-100} / \gamma_1^{-50}) = 3,222 \cdot \lg(0,25/0,15) = 1,06,$$

де γ_1^{-50} — вихід фракції 0...50 мм у вхідній гірській масі, $\gamma_1^{-50} = 0,15$ визначено з характеристики крупності вхідної гірської маси (табл.7.2).

Отже, за формулою (7.2) фракційна ефективність грохочення на операції 1:

$$E_1^{-100} = 1 - (1 - E_1)(d_1/100)^c = 1 - (1 - 0,7)(100/100)^{2,47} = 0,7;$$

$$E_1^{-70} = 1 - (1 - E_1)(d_2/100)^c = 1 - (1 - 0,7)(70/100)^{2,47} = 0,87;$$

$$E_1^{-40} = 1 - (1 - E_1)(d_3/100)^c = 1 - (1 - 0,7)(40/100)^{2,47} = 0,96;$$

$$E_1^{-20} = 1 - (1 - E_1)(d_4/100)^c = 1 - (1 - 0,7)(20/100)^{2,47} = 0,99;$$

$$E_1^{-10} = 1 - (1 - E_1)(d_5/100)^c = 1 - (1 - 0,7)(10/100)^{2,47} = 0,99;$$

$$E_1^{-5} = 1 - (1 - E_1)(d_6/100)^c = 1 - (1 - 0,7)(5/100)^{2,47} = 0,99;$$

$$E_1^{-0,14} = 1 - (1 - E_1)(d_7/100)^c = 1 - (1 - 0,7)(0,14/100)^{2,47} = 0,99.$$

Характеристика крупності продуктів операції 2:

$$\gamma_2^{-d} = \gamma_1^{-d} \cdot E_1^{-d}, \text{ в.о.:}$$

$$\gamma_2^{-100} = \gamma_1^{-100} \cdot E_1^{-100} = 0,25 \cdot 0,7 = 0,17;$$

$$\gamma_2^{-70} = \gamma_1^{-70} \cdot E_1^{-70} = 0,16 \cdot 0,87 = 0,14;$$

$$\gamma_2^{-40} = \gamma_1^{-40} \cdot E_1^{-40} = 0,09 \cdot 0,96 = 0,09;$$

$$\gamma_2^{-20} = \gamma_1^{-20} \cdot E_1^{-20} = 0,08 \cdot 0,99 = 0,08;$$

$$\gamma_2^{-10} = \gamma_1^{-10} \cdot E_1^{-10} = 0,06 \cdot 0,99 = 0,06;$$

$$\gamma_2^{-5} = \gamma_1^{-5} \cdot E_1^{-5} = 0,03 \cdot 0,99 = 0,03;$$

$$\gamma_2^{-0,14} = \gamma_1^{-0,14} \cdot E_1^{-0,14} = 0,01 \cdot 0,99 = 0,01.$$

Характеристика крупності продуктів операції 3:

$$\gamma_3^{-d} = \gamma_1^{-d} - \gamma_2^{-d}, \text{ в.о.:}$$

$$\gamma_3^{-100} = \gamma_1^{-100} - \gamma_2^{-100} = 0,25 - 0,17 = 0,08;$$

$$\gamma_3^{-70} = \gamma_1^{-70} - \gamma_2^{-70} = 0,16 - 0,14 = 0,02;$$

$$\gamma_3^{-40} = \gamma_1^{-40} - \gamma_2^{-40} = 0,09 - 0,086 = 0,004;$$

$$\gamma_3^{-20} = \gamma_1^{-20} - \gamma_2^{-20} = 0,08 - 0,08 = 0;$$

$$\gamma_3^{-10} = \gamma_1^{-10} - \gamma_2^{-10} = 0,06 - 0,06 = 0;$$

$$\gamma_3^{-5} = \gamma_1^{-5} - \gamma_2^{-5} = 0,03 - 0,03 = 0;$$

$$\gamma_3^{-0,14} = \gamma_1^{-0,14} - \gamma_2^{-0,14} = 0,01 - 0,01 = 0.$$

Вихід продукту операцій 4, 5, 7:

$$\gamma_4 = \gamma_2^{-20} \cdot E_2 = 0,08 \cdot 0,87 = 0,0696.$$

Ефективність грохочення E_2 можна визначити за табл. 7.3 або за емпіричною залежністю [24], %:

$$E_2 = e \cdot k_1' \cdot k_2' \cdot k_3' = 89 \cdot 1,05 \cdot 0,95 \cdot 0,98 = 87, \quad (7.3)$$

де e —еталонна ефективність грохочення для середніх умов, $e = 89\%$ (див. табл. В1);

k_1' — коефіцієнт, що враховує кут нахилу грохота 12° , $k_1' = 1,05$ (див. табл. В2);

k_2' — коефіцієнт, що враховує процентний вміст зерен нижнього класу у вихідному матеріалі, $k_2' = 0,95$ (див. табл. В2);

k_3' — коефіцієнт, що враховує процентний вміст у нижньому класі зерен з розміром, меншим за половину розміру отвору сита, $k_3' = 0,98$ (див. табл. В2).

$$\gamma_5 = \gamma_2 - \gamma_4 = 0,17 - 0,0696 = 0,1;$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 + \gamma_6 = 0,1 + 0,83 = 0,93.$$

Фракційна ефективність операції грохочення 2:

$$E_2^{-d} = 1 - (1 - E_2)(d/20)^c, \quad (7.4)$$

де

$$C = K_2 \cdot E_2 / (1 - E_2) = 0,58 \cdot 0,87 / (1 - 0,87) = 3,88;$$

$$K_2 = 3,222 \cdot \lg(\gamma_2^{-20} / \gamma_2^{-10}) = 3,222 \cdot \lg(0,09 / 0,06) = 0,58,$$

де γ_1^{-10} визначено з характеристики крупності вхідної гірської маси, $\gamma_1^{-10} = 0,06$, в.о.

Отже, з формули 7.4 маємо:

$$E_2^{-20} = 1 - (1 - E_2)(d_4/20)^c = 1 - (1 - 0,87)(20/20)^{3,88} = 0,87;$$

$$E_2^{-10} = 1 - (1 - E_2)(d_5/20)^c = 1 - (1 - 0,87)(10/20)^{3,88} = 0,99;$$

$$E_2^{-5} = 1 - (1 - E_2)(d_6/20)^c = 1 - (1 - 0,87)(5/20)^{3,88} = 0,99;$$

$$E_2^{-0,14} = 1 - (1 - E_2)(d_7/20)^c = 1 - (1 - 0,87)(0,14/20)^{3,88} = 0,99.$$

Характеристика крупності продуктів операції 5:

$$\gamma_5^{-d} = \gamma_2^{-d} (1 - E_2^{-d}), \text{ якщо } d < 20;$$

$$\gamma_5^{-d} = \gamma_2^{-d} - \gamma_4, \text{ якщо } d \geq 20. \quad (7.5)$$

Розрахунок проведений за формулою (7.5) $\gamma_5 = \gamma_2 - \gamma_4$, оскільки продукт операції 5 складається з фракцій 20...100 мм, тобто відповідає умові $d \geq 20$, що відповідає цій формулі.

$$\gamma_5^{-100} = \gamma_2^{-100} - \gamma_4 = 0,17 - 0,0696 = 0,10;$$

$$\gamma_5^{-70} = \gamma_2^{-70} - \gamma_4 = 0,14 - 0,08 = 0,06;$$

$$\gamma_5^{-40} = \gamma_2^{-40} - \gamma_4 = 0,086 - 0,08 = 0,006;$$

$$\gamma_5^{-20} = \gamma_2^{-20} (1 - E_2^{-20}) = 0,08(1 - 0,87) = 0,01;$$

$$\gamma_5^{-10} = \gamma_2^{-10} (1 - E_2^{-10}) = 0,06(1 - 0,99) = 0,006;$$

$$\gamma_5^{-5} = \gamma_2^{-5} (1 - E_2^{-5}) = 0,03(1 - 0,99) = 0,003;$$

$$\gamma_5^{-0,14} = \gamma_2^{-0,14} (1 - E_2^{-0,14}) = 0,01(1 - 0,99) = 0,00.$$

Характеристика крупності продуктів операції 6 після першої дробарки:

$$\gamma_6^{-d} = \gamma_3^{-d} + \gamma_3^{i1} \cdot b_{i1}^{-d}, \quad (7.6)$$

де $i1$ — обрана ширина вихідної щілини дробарки на операції подрібнення 3;

b_{i1}^{-d} — вміст фракцій $0 \dots d$ мм уподрібненому продукті на операції дроблення 3.

Ширину вихідної щілини дробарки обираємо 100 мм, щоб отримати найбільшу кількість фракції щебеню 10...20 мм. Тоді за характеристикою крупності, наведеною у [16], знаходимо, що вихід продукту за прийнятої ширини вихідної щілини дробарки $\gamma_3^{i1} = 0,52$.

Склад потрібного класу від 0 до d уподрібненому продукті:

$$b_{i1}^{-d} = 1 - \gamma_3^{i1}. \quad (7.7)$$

Величину γ_3^{i1} визначають за типовою характеристикою крупності [20]:

$$b_{i1}^{-100} = 1 - 0,52 = 0,48;$$

$$b_{i1}^{-70} = 1 - 0,63 = 0,37;$$

$$b_{i1}^{-40} = 1 - 0,95 = 0,05;$$

$$b_{i1}^{-20} = 1 - 0,97 = 0,03;$$

$$b_{i1}^{-10} = 1 - 0,99 = 0,01;$$

$$b_{i1}^{-5} = 1 - 0,99 = 0,01;$$

$$b_{i1}^{-0,14} = 1 - 1 = 0,$$

тоді за формулою 7.6:

$$\gamma_6^{-100} = \gamma_3^{-100} + \gamma_3^{-i3} b_{i1}^{-100} = 0,08 + 0,52 \cdot 0,48 = 0,33;$$

$$\gamma_6^{-70} = \gamma_3^{-70} + \gamma_3^{-i3} b_{i1}^{-70} = 0,02 + 0,52 \cdot 0,37 = 0,21;$$

$$\gamma_6^{-40} = \gamma_3^{-40} + \gamma_3^{-i3} b_{i1}^{-40} = 0,004 + 0,52 \cdot 0,05 = 0,03;$$

$$\gamma_6^{-20} = \gamma_3^{-20} + \gamma_3^{-i3} b_{i1}^{-20} = 0 + 0,52 \cdot 0,03 = 0,016;$$

$$\gamma_6^{-10} = \gamma_3^{-10} + \gamma_3^{-i3} b_{i1}^{-10} = 0 + 0,52 \cdot 0,01 = 0,005;$$

$$\gamma_6^{-5} = \gamma_3^{-5} + \gamma_3^{-i3} b_{i1}^{-5} = 0 + 0,52 \cdot 0,01 = 0,0005;$$

$$\gamma_6^{-0,14} = \gamma_3^{-0,14} + \gamma_3^{-i3} b_{i1}^{-0,14} = 0 + 0,6 \cdot 0 = 0.$$

Характеристика крупності продуктів операції 7:

$$\gamma_7^{-d} = \gamma_3^{-d} + \gamma_6^{-d}, \text{ якщо } d \leq 70.$$

$$\gamma_7^{-70} = \gamma_5^{-70} + \gamma_6^{-70} = 0,06 + 0,21 = 0,27;$$

$$\gamma_7^{-40} = \gamma_5^{-40} + \gamma_6^{-40} = 0,02 + 0,03 = 0,05;$$

$$\gamma_7^{-20} = \gamma_5^{-20} + \gamma_6^{-20} = 0,01 + 0,016 = 0,026;$$

$$\gamma_7^{-10} = \gamma_5^{-10} + \gamma_6^{-10} = 0 + 0,005 = 0,005;$$

$$\gamma_7^{-5} = \gamma_5^{-5} + \gamma_6^{-5} = 0 + 0,005 = 0,005;$$

$$\gamma_7^{-0,14} = \gamma_5^{-0,14} + \gamma_6^{-0,14} = 0 + 0 = 0,00.$$

Вихід продукту операції 8, 9, 12:

$$\gamma_8 = \gamma_7^{-70} \cdot E_3 = 0,27 \cdot 0,87 = 0,24.$$

Ефективність грохочення на третьому грохоті (операція 7) визначена за емпіричною залежністю (7.3), %[10]:

$$E_3 = 89 \cdot 1,05 \cdot 0,95 \cdot 0,98 = 87;$$

$$\gamma_9 = \gamma_7 - \gamma_8 = 0,93 - 0,24 = 0,69;$$

$$\gamma_{12} = \gamma_9 = 0,69.$$

Фракційна ефективність грохочення на грохоті 3 (операція 7):

$$E_3^{-d} = 1 - (1 - E_3)(d/70)^c,$$

де

$$C = K_3 \cdot E_3 / (1 - E_3) = 1,87 \cdot 0,87 / (1 - 0,87) = 12,51;$$

$$K_3 = 3,222 \cdot \lg(\gamma_7^{-70} / \gamma_7^{-40}) = 3,222 \cdot \lg(0,27 / 0,05) = 1,87,$$

отже

$$E_3^{-70} = 1 - (1 - E_3)(d_2/70)^c = 1 - (1 - 0,87)(70/70)^{12,51} = 0,87;$$

$$E_3^{-40} = 1 - (1 - E_3)(d_3/70)^c = 1 - (1 - 0,87)(40/70)^{12,51} = 0,99;$$

$$E_3^{-20} = 1 - (1 - E_3)(d_4/70)^c = 1 - (1 - 0,87)(20/70)^{12,51} = 0,99;$$

$$E_3^{-10} = 1 - (1 - E_3)(d_5/70)^c = 1 - (1 - 0,87)(10/70)^{12,51} = 0,99;$$

$$E_3^{-5} = 1 - (1 - E_3)(d_6/70)^c = 1 - (1 - 0,87)(5/70)^{12,51} = 0,99;$$

$$E_3^{-0,14} = 1 - (1 - E_3)(d_7/70)^c = 1 - (1 - 0,87)(0,14/70)^{12,51} = 0,99.$$

Характеристика крупності продуктів операції 8, 9:

$$\gamma_8^{-d} = \gamma_7^{-d} \cdot E_3^{-d};$$

$$\gamma_8^{-70} = \gamma_7^{-70} \cdot E_3^{-70} = 0,27 \cdot 0,87 = 0,24;$$

$$\gamma_8^{-40} = \gamma_7^{-40} \cdot E_3^{-40} = 0,05 \cdot 0,99 = 0,05;$$

$$\gamma_8^{-20} = \gamma_7^{-20} \cdot E_3^{-20} = 0,026 \cdot 0,99 = 0,0257;$$

$$\gamma_8^{-10} = \gamma_7^{-10} \cdot E_3^{-10} = 0,005 \cdot 0,99 = 0,00495;$$

$$\gamma_8^{-5} = \gamma_7^{-5} \cdot E_3^{-5} = 0,005 \cdot 0,99 = 0,00495;$$

$$\gamma_8^{-0,14} = \gamma_7^{-0,14} \cdot E_3^{-0,14} = 0 \cdot 0,99 = 0,00.$$

Характеристика крупності продуктів операції 9:

$$\gamma_9^{-d} = \gamma_7^{-d} - \gamma_8^{-d} = \gamma_7^{-d} (1 - E_3^{-d}).$$

$$\gamma_9^{-70} = \gamma_7^{-70} - \gamma_8^{-70} = 0,27 - 0,24 = 0,03;$$

$$\gamma_9^{-40} = \gamma_7^{-40} - \gamma_8^{-40} = 0,05 - 0,0495 = 0,001;$$

$$\gamma_9^{-20} = \gamma_7^{-20} - \gamma_8^{-20} = 0,026 - 0,0257 = 0,0003;$$

$$\gamma_9^{-10} = \gamma_7^{-10} - \gamma_8^{-10} = 0,005 - 0,00495 = 0,00005;$$

$$\gamma_9^{-5} = \gamma_7^{-5} - \gamma_8^{-5} = 0,005 - 0,00495 = 0,00005;$$

$$\gamma_9^{-0,14} = \gamma_7^{-0,14} - \gamma_8^{-0,14} = 0,00.$$

Вихід продуктів операцій 10, 11, 13:

$$\gamma_{10} = \gamma_8^{-10} \cdot E_4 = 0,00495 \cdot 0,85 = 0,004,$$

де E_4 — ефективність грохочення на четвертому грохоті (операція 8) прийнята мінімальною, що забезпечує ефективне грохочення для збільшення завантаження дробарки, $E_4 = 0,85$, за [16] або у табл. 7.3.

$$\gamma_{11} = \gamma_8 - \gamma_{10} = 0,24 - 0,004 = 0,236;$$

$$\gamma_{13} = \gamma_1 - \gamma_4 - \gamma_{10} = 1 - 0,0696 - 0,004 = 0,926.$$

Фракційна ефективність грохочення на грохоті 4 (операція 8):

$$E_4^{-d} = 1 - (1 - E_4)(d/10)^c, d < 10,$$

де $K_4 = 3,222 \lg (\gamma_8^{-10}/\gamma_8^{-5}) = 3,222 \lg(0,00495/0,00495) = 0,03$;

$$C = K_4 E_4 / (1 - E_4) = 0,03 \cdot 0,85 / (1 - 0,85) = 0,27;$$

$$E_4^{-10} = 1 - (1 - 0,85)(10/10)^{0,27} = 0,90;$$

$$E_4^{-5} = 1 - (1 - 0,85)(5/10)^{0,27} = 0,92;$$

$$E_4^{-0,14} = 1 - (1 - 0,85)(0,14/10)^{0,27} = 0,97.$$

Характеристика крупності продуктів операцій 11,12,13:

$$\gamma_{11}^{-d} = \gamma_8^{-d}(1 - E_4^{-d}), \text{ якщо } d < 10;$$

$$\gamma_{11}^{-d} = \gamma_8^{-d} - \gamma_{10}, \text{ якщо } d = 10 \text{ або } d > 10;$$

$$\gamma_{12}^{-d} = \gamma_9^{-d} + \gamma_9^{i6} \cdot b_{i2}^{-d}, \text{ якщо } d = i6 \text{ або } d < i2;$$

$$\gamma_{12}^{-d} = \gamma_9^{-d} + \gamma_9^{id} \cdot b_{i2}^{-d}, \text{ якщо } d > i2;$$

$$\gamma_{13}^{-d} = \gamma_{11}^{-d} + \gamma_{12}^{-d}.$$

Характеристики крупності продуктів операції 11. Розрахунки проводимо за

$$\gamma_{11}^{-d} = \gamma_8^{-d} - \gamma_{10}, \text{ оскільки } d = 10 \text{ або } d > 10:$$

$$\gamma_{11}^{-70} = \gamma_8^{-70} - \gamma_{10} = 0,24 - 0,00347 = 0,237;$$

$$\gamma_{11}^{-40} = \gamma_8^{-40} - \gamma_{10} = 0,05 - 0,00347 = 0,047;$$

$$\gamma_{11}^{-20} = \gamma_8^{-20} - \gamma_{10} = 0,0257 - 0,00347 = 0,022;$$

$$\gamma_{11}^{-10} = \gamma_8^{-10} - \gamma_{10} = 0,00495 - 0,00347 = 0,0015;$$

$$\gamma_{11}^{-5} = \gamma_8^{-5}(1 - E_4^{-5}) = 0,00495(1 - 0,92) = 0,0004;$$

$$\gamma_{11}^{-0,14} = \gamma_8^{-0,14}(1 - E_4^{-0,14}) = 0(1 - 0,99) = 0,00.$$

Характеристики крупності продуктів операції 12 після другої дробарки:

$$\gamma_{12}^{-d} = \gamma_9^{-d} + \gamma_9^{id} \cdot b_{i2}^{-d}, \text{ якщо } d > i2.$$

Величину b_{i2}^{-d} визначають за типовою характеристикою крупності другої

дробарки [16] так само, як у формулах 7.6, 7.7:

$$b_{i2}^{-70} = 1 - 0,22 = 0,78;$$

$$b_{i2}^{-40} = 1 - 0,50 = 0,50;$$

$$b_{i2}^{-20} = 1 - 0,72 = 0,28;$$

$$b_{i2}^{-10} = 1 - 0,87 = 0,13;$$

$$b_{i2}^{-5} = 1 - 0,93 = 0,07;$$

$$b_{i2}^{-0,14} = 1 - 0,98 = 0,02;$$

$$\gamma_{12}^{-70} = \gamma_9^{-70} + \gamma_9^{+70} \cdot b_{i2}^{-70} = 0,03 + 0,22 \cdot 0,78 = 0,202;$$

$$\gamma_{12}^{-40} = \gamma_9^{-40} + \gamma_9^{+40} \cdot b_{i2}^{-40} = 0,0005 + 0,5 \cdot 0,5 = 0,251;$$

$$\gamma_{12}^{-20} = \gamma_9^{-20} + \gamma_9^{+20} \cdot b_{i2}^{-20} = 0,0003 + 0,72 \cdot 0,28 = 0,219;$$

$$\gamma_{12}^{-10} = \gamma_9^{-10} + \gamma_9^{+10} \cdot b_{i2}^{-10} = 0,00005 + 0,87 \cdot 0,13 = 0,113;$$

$$\gamma_{12}^{-5} = \gamma_9^{-5} + \gamma_9^{+5} \cdot b_{i2}^{-5} = 0,00005 + 0,93 \cdot 0,07 = 0,066;$$

$$\gamma_{12}^{-0,14} = \gamma_9^{-0,14} + \gamma_9^{+0,14} \cdot b_{i2}^{-0,14} = 0 + 0,98 \cdot 0,02 = 0,0196.$$

Характеристика крупності продукту операції 13:

$$\gamma_{13}^{-70} = \gamma_{11}^{-70} + \gamma_{12}^{-70} = 0,237 + 0,202 = 0,439;$$

$$\gamma_{13}^{-40} = \gamma_{11}^{-40} + \gamma_{12}^{-40} = 0,047 + 0,251 = 0,298;$$

$$\gamma_{13}^{-20} = \gamma_{11}^{-20} + \gamma_{12}^{-20} = 0,022 + 0,219 = 0,241;$$

$$\gamma_{13}^{-10} = \gamma_{11}^{-10} + \gamma_{12}^{-10} = 0,0015 + 0,113 = 0,115;$$

$$\gamma_{13}^{-5} = \gamma_{11}^{-5} + \gamma_{12}^{-5} = 0 + 0,066 = 0,066;$$

$$\gamma_{13}^{-0,14} = \gamma_{11}^{-0,14} + \gamma_{12}^{-0,14} = 0 + 0,0196 = 0,0196.$$

Вихід продуктів операцій 15, 16:

$$\gamma_{15} = \gamma_{13} - \gamma_{13}^{-40} \cdot E_5 / (E_5 \cdot b_5^{-40}) = 0,926 - (0,298 \cdot 0,9 / (0,9 \cdot 0,58)) = 0,412;$$

$$\gamma_{16} = \gamma_{15} = 0,412,$$

оскільки $E_5 = 0,90$ — загальна ефективність грохочення на п'ятому грохоті (операція 14), а вміст фракції $0 \dots d_5$, b_5^{-d} визначаємо за типовою характеристикою крупності [16] або так само, як у формулах 7.6, 7.7:

$$b_5^{-70} = 1 - 0,12 = 0,88;$$

$$b_5^{-40} = 1 - 0,42 = 0,58;$$

$$b_5^{-20} = 1 - 0,69 = 0,31;$$

$$b_5^{-10} = 1 - 0,82 = 0,18;$$

$$b_5^{-5} = 1 - 0,93 = 0,07;$$

$$b_5^{-0,14} = 1 - 0,98 = 0,02;$$

Вихід продуктів операцій 14 та 17:

$$\gamma_{14} = \gamma_{13} + \gamma_{15} = 0,926 + 0,412 = 1,338;$$

$$\gamma_{17} = \gamma_{13} - \gamma_{13}^{-20} \cdot E_5^{-20} = 0,926 - 0,241 \cdot 0,99 = 0,6874.$$

Фракційна ефективність грохочення на грохоті 5 (операція 14):

$$E_5^{-d} = 1 - (1 - E_5)(d/40)^c, \%;$$

$$\text{де } K_5 = 3,222 \lg(\gamma_{13}^{-40} / \gamma_{13}^{-20}) = 3,222 \lg(0,298 / 0,241) = 0,57;$$

$$C = K_5 \cdot E_5 / (1 - E_5) = 0,57 \cdot 0,9 / (1 - 0,9) = 10,83;$$

$$E_5^{-20} = 1 - (1 - 0,9)(20/40)^{10,83} = 0,99;$$

$$E_5^{-10} = 1 - (1 - 0,9)(10/40)^{10,83} = 0,99;$$

$$E_5^{-5} = 1 - (1 - 0,9)(5/40)^{10,83} = 0,99;$$

$$E_5^{-0,14} = 1 - (1 - 0,9)(0,14/40)^{10,83} = 0,99.$$

Характеристика крупності продукту операції 17:

$$\gamma_{17}^{-d} = \gamma_{13}^{-d} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-d}, \text{ якщо } d < d_6,$$

де b_{i3}^{-d} — вміст зерен відповідної фракції у надрешітному продукті грохота 6 (операція 17). Визначають за характеристикою крупності третьої дробарки [16]:

$$\gamma_{17}^{-20} = \gamma_{13}^{-20} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-20} = 0,236 + 0,413 \cdot 0,31 = 0,364;$$

$$\gamma_{17}^{-10} = \gamma_{13}^{-10} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-10} = 0,115 + 0,413 \cdot 0,18 = 0,189;$$

$$\gamma_{17}^{-5} = \gamma_{13}^{-5} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-5} = 0,066 + 0,413 \cdot 0,07 = 0,096;$$

$$\gamma_{17}^{-0,14} = \gamma_{13}^{-0,14} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-0,14} = 0,0196 + 0,413 \cdot 0,02 = 0,028.$$

Фракційна ефективність операції товарного сортування на шостому грохоті (операція 17), %:

$$E_6^{-d} = 1 - (1 - E_6)(d/10)^c, \%;$$

$$\text{де } K_6 = 3,222 \lg(\gamma_{17}^{-10} / \gamma_{17}^{-5}) = 3,222 \lg(0,189 / 0,095) = 0,95;$$

$$C = K_6 \cdot E_6 / (1 - E_6) = 0,95 \cdot 0,95 / (1 - 0,95) = 18,05;$$

$$E_6^{-10} = 1 - (1 - 0,95)(10/10)^{18,05} = 0,95;$$

$$E_6^{-5} = 1 - (1 - 0,95)(5/10)^{18,05} = 0,99;$$

$$E_6^{-0,14} = 1 - (1 - 0,95)(0,14/10)^{18,05} = 0,99.$$

Вихід продуктів операції 18:

$$\gamma_{18} = \gamma_{13} - \gamma_{17} = 0,926 - 0,6874 = 0,2386.$$

Вихід відходів фракції 5...10 мм після операції 19:

$$\gamma_{19} = \gamma_{17}^{-5} \cdot E_6^{-5} = 0,096 \cdot 0,99 = 0,09504.$$

Вихід щебеню фракції 10...20 мм після операції 20:

$$\gamma_{20} = \gamma_{17} - (\gamma_{21} + \gamma_{17}^{-5} \cdot E_6^{-5}) = 0,6874 - (0,508 + 0,096 \cdot 0,99) = 0,0844.$$

Вихід щебеню фракції 20...40 мм після операції 21:

$$\gamma_{21} = \gamma_{17} - \gamma_{17}^{-10} E_6^{-10} = 0,6874 - 0,189 \cdot 0,95 = 0,508.$$

Вихід готової продукції:

$$\gamma_{\text{гот}} = \gamma_{19} + \gamma_{20} + \gamma_{21} = 0,09504 + 0,0844 + 0,508 = 0,6874.$$

Перевірка:

$$\gamma_1 = \gamma_{\text{гот}} + \gamma_4 + \gamma_{10} + \gamma_{18} = 0,6874 + 0,0696 + 0,004 + 0,2386 = 0,9996.$$

7.7. Утилізація відходів

Проведений розрахунок якісно-кількісної схеми показав, що вихід готової продукції становить 68,7 %, а у відходи йде 31,3 %. Завданням передбачено розробити технологію переробки та збагачення щебеню із виходом готової продукції не менше, ніж 95 %. Для забезпечення заданого виходу готової продукції слід передбачити утилізацію відходів підприємства.

Вихід операції 22:

$$\gamma_{22} = \gamma_4 + \gamma_{10} + \gamma_{18} = 0,0696 + 0,004 + 0,2386 = 0,3122.$$

Характеристика крупності продукту операцій 4, 10, 18, 22:

характеристика крупності продукту операції 4:

$$\gamma_4^{-20} = \gamma_2^{-20} \cdot E_2^{-20} = 0,08 \cdot 0,87 = 0,0696;$$

$$\gamma_4^{-10} = \gamma_2^{-10} \cdot E_2^{-10} = 0,06 \cdot 0,99 = 0,0594;$$

$$\gamma_4^{-5} = \gamma_2^{-5} \cdot E_2^{-5} = 0,03 \cdot 0,99 = 0,0297;$$

$$\gamma_4^{-0,14} = \gamma_2^{-0,14} \cdot E_2^{-0,14} = 0,01 \cdot 0,99 = 0,0099;$$

характеристика крупності продукту операції 10:

$$\gamma_{10}^{-10} = \gamma_8^{-10} \cdot E_4^{-10} = 0,00495 \cdot 0,90 = 0,0045;$$

$$\gamma_{10}^{-5} = \gamma_8^{-5} \cdot E_4^{-5} = 0,00495 \cdot 0,92 = 0,0046;$$

$$\gamma_{10}^{-0,14} = \gamma_8^{-0,14} \cdot E_4^{-0,14} = 0 \cdot 0,97 = 0;$$

характеристика крупності продукту операції 18:

$$\gamma_{18}^{-5} = \gamma_{17}^{-5} \cdot E_6^{-5} = 0,096 \cdot 0,99 = 0,0950;$$

$$\gamma_{18}^{-0,14} = \gamma_{17}^{-0,14} \cdot E_6^{-0,14} = 0,028 \cdot 0,99 = 0,0277;$$

характеристика крупності продукту операції 22:

$$\gamma_{22}^{-20} = \gamma_4^{-20} + \gamma_{10}^{-20} + \gamma_{18}^{-20} = 0,0069 + 0,0 + 0,0 = 0,00696;$$

$$\gamma_{22}^{-10} = \gamma_4^{-10} + \gamma_{10}^{-10} + \gamma_{18}^{-10} = 0,0594 + 0,0045 + 0 = 0,0639;$$

$$\gamma_{22}^{-5} = \gamma_4^{-5} + \gamma_{10}^{-5} + \gamma_{18}^{-5} = 0,0297 + 0,0046 + 0,0950 = 0,1293;$$

$$\gamma_{22}^{-0,14} = \gamma_4^{-0,14} + \gamma_{10}^{-0,14} + \gamma_{18}^{-0,14} = 0,0099 + 0 + 0,0277 = 0,0376.$$

Фракційна ефективність грохочення за утилізації відходів на сьомому грохоті (операція 22):

$$E_7^{-d} = 1 - (1 - E_7)(d/10)^c, \%;$$

$$\text{де } K_7 = 3,222 \cdot \lg(\gamma_{22}^{-10} / \gamma_{22}^{-5}) = 3,222 \cdot \lg(0,0639 / 0,1293) = 0,38;$$

$$C = K_7 \cdot E_7 / (1 - E_7) = 0,38 \cdot 0,97 / (1 - 0,97) = 12,29;$$

$$E_7^{-10} = 1 - (1 - 0,97)(10/10)^{21,34} = 0,97;$$

$$E_7^{-5} = 1 - (1 - 0,97)(5/10)^{21,34} = 0,99;$$

$$E_7^{-0,14} = 1 - (1 - 0,97)(0,14/10)^{21,34} = 1,00.$$

Вихід щебеню фракції 5...10 мм операції 24:

$$\gamma_{24} = \gamma_{22} - (\gamma_{25} + \gamma_{22}^{-5} \cdot E_7^{-5}) = 0,3122 - (0,250 + 0,1293 \cdot 0,99) = -0,066.$$

Отримане значення не має сенсу. Фізично це пояснюється так: після утилізації вихід фракції 10...20 мм $\gamma_{24} = 0$, тобто цієї фракції у відходах немає.

Вихід щебеню фракції 10...20 мм операції 25:

$$\gamma_{25} = \gamma_{22} - \gamma_{22}^{-10} \cdot E_7^{-10} = 0,3122 - 0,0639 \cdot 0,97 = 0,250.$$

Вихід готової продукції після утилізації відходів:

$$\gamma_{г.п}^y = \gamma_{24} + \gamma_{25} = 0 + 0,250 = 0,250.$$

Вихід фракції 0...5 мм:

$$\gamma_{23} = \gamma_{22} - \gamma_{г.п}^y = 0,3122 - 0,250 = 0,0622.$$

Класифікація для випуску подрібненого піску фракції 0,14...5 мм із відсіву:

$$\gamma_{27} = \gamma_{23} \cdot E_8 = 0,0622 \cdot 0,65 = 0,04,$$

де E_8 — загальна ефективність товарної класифікації $E_8 = 0,65$, з [20] або з табл. 7.3.

Вихід відходів фракції 0...0,14 мм після класифікації:

$$\gamma_{26} = \gamma_{23} - \gamma_{27} = 0,0622 - 0,04 = 0,0222.$$

Вихід товарної фракції 10...20 мм після утилізації відходів:

$$\gamma^{(10-20)} = \gamma_{20} + \gamma_{25} = 0,0844 + 0,250 = 0,3344.$$

Вихід щебеню з урахуванням утилізації відходів:

$$\gamma_{г.п}^y = \gamma_{21} + (\gamma_{20} + \gamma_{25}) + (\gamma_{19} + \gamma_{24}) = 0,508 + (0,0844 + 0,250) + (0,095 + 0) = 0,9374.$$

Вихід готової продукції заводу (щебінь і пісок) $\gamma_{г.п}$:

$$\gamma_{г.п} = \gamma_{г.п}^y + \gamma_{27} = 0,9374 + 0,04 = 0,9774.$$

7.8. Технологічний баланс дробильно-сортувального заводу

Технологічний баланс ДСЗ враховує суму виходу готової продукції і хвостів, тобто відходів виробництва. Сума завжди має бути рівною 1. Обрана технологія — ефективна, коли вихід хвостів не перевищує 10 %.

$$\gamma_{\text{вх}} = \gamma_{\text{г.п}} + \gamma_{\text{хв}} = 0,9774 + 0,0222 = 0,9996 \approx 1,0,$$

де $\gamma_{\text{хв}}$ — вихід відходів (хвостів) технології переробки, в.о.

7.9. Продуктивність технологічних операцій

Для підрахунку продуктивності технологічних операцій Q_i ДСЗ слід користуватися раніше розрахованими виходами кожної операції і годинною продуктивністю заводу:

$$Q_i = Q_{\text{год}} \cdot \gamma_i,$$

де γ_i — вихід продукту i -ї операції, в.о.

Результати розрахунку технологічних операцій ДСЗ наведено в табл.7.4.

Таблиця 7.4. Розрахункові дані технологічних операцій дробильно-сортувального заводу з річною продуктивністю 250 тис. м³/р. за вхідною сировиною

№ операції	Вихід продукту, в.о.	Продуктивність, м ³ /год	№ операції	Вихід продукту, в.о.	Продуктивність, м ³ /год
1	1	38,93	15	0,412	16,01
2	0,17	6,62	16	0,412	16,01
3	0,83	32,31	17	0,687	26,74
4	0,0696	2,71	18	0,239	9,30
5	0,10	3,89	19	0,095	3,698
6	0,83	32,31	20	0,084	3,27
7	0,93	36,21	21	0,508	19,78
8	0,24	9,34	22	0,3122	12,15
9	0,69	26,86	23	0,0622	2,42
10	0,004	0,16	24	0	0
11	0,236	9,19	25	0,250	9,73
12	0,69	26,86	26	0,022	0,86
13	0,926	36,01	27	0,04	1,56
14	1,338	52,01			

Перевірка балансу

<div>Продукти та відходи</div> <div>Параметр</div>	Пісок	Щебінь			Відходи	Загалом
Розмір фракції, мм	0,14...5	5...10	10...20	20...40	0...0,14	0...500
Вихід продукту, в.о.	0,04	0,095	0,334	0,508	0,022	0,999
Продуктивність, м ³ /год	1,56	3,698	13,00	19,86	0,85	38,968

7.10. Вибір і розрахунок дробарок дробильно-сортувального заводу

Норми технологічного проектування [16] пропонують методику вибору та розрахунку обладнання ДСЗ. Продуктивність щоккових і конусних дробарок зазвичай визначають за даними нормативних документів із урахуванням поправок на дробленість, крупність, форму і вологість матеріалу, що підлягає дробленню, за рекомендаціями норм технологічного проектування. Перед вибором і розрахунком слід обов'язково перевіряти відповідність максимального розміру куска у вхідній гірській масі максимально допустимому куску для підтримки поточної технології.

Продуктивність щоккової дробарки ВЩД 600×800 для першої стадії подрібнення Q_{p1} , м³/год:

$$Q_{p1} = Q_p \cdot K_{др} \cdot K_{кр} \cdot K_{ф} \cdot K_v = 68,00 \cdot 0,80 \cdot 1,03 \cdot 1,00 \cdot 1,00 = 56,03, \quad (7.8)$$

де $Q_p = 68$ — продуктивність дробарки за ГОСТ, м³/год [25];

$K_{др}$ — коефіцієнт на дробленість особливо міцних матеріалів, тимчасовий опір на стиснення в яких $\sigma_c \geq 250$ МПа, $K_{др} = 0,8$, в.о.;

$K_{кр}$ — коефіцієнт на крупність матеріалу, $K_{кр} = 1,03$, в.о.;

$K_{ф}$ — коефіцієнт форми матеріалу, беруть рівним 1,00 для дроблення рваного каміння, $K_{ф} = 1,0$, в.о.;

K_v — коефіцієнт на вологість матеріалу за вологості 4 %, $K_v = 1,00$, в.о.

Вибір коефіцієнта на дробленість $K_{др}$. Якщо бракує практичних даних, беруть з табл. 7.5 або з [16].

Таблиця 7.5. Коефіцієнт на дробленість матеріалу $K_{др}$

Категорія міцності породи	Тимчасовий опір на стиснення, МПа	Значення коефіцієнта $K_{др}$, в.о.
Особливо міцні	Більше 250,0	0,8
Міцні	200,0...250,0	0,85
	180,0...200,0	0,90
	150,0...180,0	0,95
Середньої міцності	60,0...150,0	1,00
Нижче середньої міцності	менше 60,0	1,20

Визначити 0,5 ширини приймального отвору дробарки, у наведеному прикладі $B = 300$ мм.

Встановити вміст фракції від 0 до 300 мм у фракційному складі вхідної гірничої маси, нехай він становить 30 %. Коефіцієнт $K_{кр}$ визначають за табл. 7.6 або за [16], $K_{кр} = 1,03$.

Таблиця 7.6. Коефіцієнт на крупність матеріалу $K_{кр}$

Уміст у живленні фракцій, крупніших за 0,5B, %	5	10	20	25	30	40	50	60	70	80
Значення $K_{кр}$, в.о.	1,10	1,08	1,05	1,04	1,03	1,00	0,97	0,95	0,92	0,89

Для конусних дробарок середнього дроблення, що працюють у відкритому циклі, коефіцієнт на крупність матеріалу визначають за табл. 7.7 [16].

Таблиця 7.7. Коефіцієнт на крупність матеріалу $K_{кр}$ для середнього дроблення

Відношення ширини вихідної щілини попередньої дробарки до ширини приймального отвору дробарки наступної стадії, в.о.	0,60	0,55	0,40	0,35
Значення $K_{кр}$, в.о.	0,98	1,00	1,10	1,10

Для конусних дробарок дрібного дроблення коефіцієнт на крупність визначають за табл. 7.8 [16].

Таблиця 7.8. Коефіцієнт на крупність матеріалу $K_{кр}$ для дрібного дроблення

Відношення ширини вихідної щілини попередньої дробарки до ширини приймального отвору дробарки наступної стадії, в.о.	0,40	0,25	0,15	0,075
Значення $K_{кр}$, в.о.	0,90	1,00	1,10	1,28

Коефіцієнт форми матеріалу K_{ϕ} беруть рівним 1,00 для дроблення рваного каменю та 0,85 у разі дроблення пісково-валунної маси. Якщо вона має до 20 % рваного каменю, тоді $K_{\phi}=0,9$ в.о.

Коефіцієнт на вологість матеріалу K_v беруть рівним 1,00 за вологості матеріалу 4 %, в.о. Якщо немає практичних даних, K_v беруть з табл. 7.9 або з [16].

Таблиця 7.9. Коефіцієнт на вологість матеріалу K_v , в.о.

Вологість матеріалу у живленні, %	4	5	6	7	8	9	10	11
Значення K_v , в.о.	1,00	1,00	0,95	0,90	0,85	0,80	0,77	0,65

Потрібна і достатня кількість дробарок n_1 на першій стадії ДСЗ:

$$n_1 = Q_{\text{год}} / Q_{p1} = 38,93 / 56,03 \approx 1,$$

де $Q_{\text{год}}$ — годинна продуктивність ДСЗ, розрахована за формулою (7.1);

Q_{p1} — продуктивність дробарки ВЩД 600×900, розрахована за (7.8).

Коефіцієнт завантаження дробарки першої стадії ДСЗ k_1 :

$$k_1 = Q_{\text{год}} / Q_{p1} \cdot n_1 = 38,93 / (56,03 \cdot 1) = 0,69.$$

Розрахункова продуктивність обраної дробарки ВЩД 600×800 становить 56,030 м³/год. За годинної продуктивності ДСЗ 38,39 м³/год досить використати на першій стадії дроблення одну дробарку, яка буде завантажена на 69 %, тобто яка має резерв за продуктивністю.

Для другої і третьої стадії дроблення рекомендують [2;4] використовувати конусні інерційні дробарки.

Розрахункова продуктивність КІД-900 на другій стадії дроблення, м³/год:

$$Q_{p2} = Q_p \cdot K_{др} \cdot K_{кр} \cdot K_{\phi} \cdot K_v = 50 \cdot 0,80 \cdot 1,0 \cdot 0,89 \cdot 0,85 = 31,$$

де Q_p — паспортна продуктивність дробарки КІД-900, $Q_p=50$, м³/год;

$K_{др}$, $K_{кр}$, K_{ϕ} , K_v — коефіцієнти для конусної інерційної дробарки КІД-900, що обирають так само, як для щоккових дробарок.

Кількість дробарок на другій стадії дроблення, од.:

$$n_2 = Q_9 / Q_{p2} = 26,86 / 31 = 0,87 \approx 1.$$

Продуктивність 9-ї операції: $Q_9 = Q_1 \cdot \gamma_9 = 38,93 \cdot 0,69 = 26,86$, м³/год., (див. табл. 7.4).

Коефіцієнт завантаження K_2 дробарки КІД-900, в.о.:

$$K_2 = Q_2 / (Q_{p2} \cdot n_2) = 6,62 / (21 \cdot 1) = 0,32.$$

Розрахункова продуктивність КІД-900 третьої дробарки, м³/год:

$$Q_{p3} = Q_p \cdot K_{др} \cdot K_{ф} \cdot K_{кр} \cdot K_v = 30 \cdot 0,80 \cdot 0,89 \cdot 1,00 \cdot 0,85 = 18,2,$$

де Q_p — паспортна продуктивність дробарки КІД-900, $Q_p = 20$, м³/год [24].

Кількість дробарок на третій стадії дроблення, од.:

$$n_3 = Q_{15} / Q_{p3} = 16,04 / 18,2 = 0,88 \approx 1.$$

Продуктивність 15-ї операції, м³/год:

$$Q_{15} = Q_1 \cdot \gamma_{15} = 38,93 \cdot 0,412 = 16,04.$$

Коефіцієнт завантаження дробарки КІД-900, в.о.:

$$K_3 = Q_{15} / (Q_{p3} \cdot n_3) = 16,04 / (18,2 \cdot 1) = 0,88.$$

Після проведених розрахунків доцільно розробити конкретні пропозиції щодо підвищення коефіцієнта завантаження дробарки, яку встановлено на другій стадії дроблення, оскільки він низький (0,32).

7.11. Вибір і розрахунок обладнання для грохочення

Вибір і розрахунок обладнання для грохочення проводять за методикою, викладеною у [16; 20].

Максимальний розмір куска у масі, що надходить на встановлений перед першою дробаркою грохот для попереднього грохочення — 500 мм. Насипна маса вихідної сировини $\delta = 1,7$ т/м³. Годинна продуктивність ДСЗ за формулою (7.1) дорівнює 38,93 м³/год. Для операції попереднього грохочення 1 обрано грохот ГІТ-21 із розміром отвору сит 100 мм, площею поверхні сит 2,5 м², паспортною продуктивністю 77 м³/год.

Розрахункова продуктивність першого грохота ГІТ-21, м³/год:

$$Q_{p1} = c \cdot q \cdot F \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p = 0,85 \cdot 63 \cdot 2,0 \cdot 0,44 \cdot 1,81 \cdot 1,65 \cdot 1,00 \cdot 0,90 \cdot 1,00 = 126,66, \quad (7.9)$$

де c — коефіцієнт використання поверхні сита, для верхнього сита в разі навантаження грохота матеріалом по ширині $0,65B_c$, $c = 0,85$;

q — питома об'ємна продуктивність із розміром отворів сит 100 мм, м³/(м²·год), $q = 63,00$, (див. Додаток А, табл. А2);

F — площа поверхні сита, $F = 2,0$, м² [16];

k, l, m, n, o, p — розрахункові коефіцієнти [16] (див. табл. А3).

Вибір коефіцієнтів для розрахунку продуктивності грохотів за формулою (7.9) визначають за гранулометричним складом продукту, який надходить на грохот. Для кількісного визначення коефіцієнтів беремо як приклад гранулометричний склад вхідного продукту за табл. 7.2.

Пояснення до вибору коефіцієнта c — коефіцієнт використання поверхні сита. За [16] беруть $c=1$ — для верхнього сита із завантаженням грохота матеріалом за шириною, не меншою від $0,7$ ширини сита B_c ; $c = 0,85$ — те саме за шириною, не більшою $0,65B_c$; $c=0,85$ та $c=0,7$ — відповідно для нижнього сита.

Пояснення до вибору коефіцієнта k — склад зерен у завантаженні грохота, розмір яких менше від половини отворів сита. Оскільки діаметр отворів першого грохота беремо 100 мм, що відповідає прийнятому вихідному отвору першої дробарки, перед якою встановлено цей грохот, то $0,5$ діаметра отвору становить 50 мм. У вхідному продукті грохотафракцій $0...50$ мм, згідно з табл. 7.2, вихід цієї фракції (операція 1) становить 10% , тоді за табл. А3 для десятивідсоткового вмісту фракції $0...50$ мм обираємо коефіцієнт $k=0,44$.

Пояснення до вибору коефіцієнта l — склад зерен у завантаженні грохота, розмір яких більший за отвори сита. Розмір отворів сита першого грохота 100 мм. Уміст фракцій $100...500$ мм у завантаженні грохота, згідно з табл. 7.2, становить $1,00-0,25 = 0,75$ тобто 75% . Для 75% коефіцієнт l дорівнює $1,81$ (див. Додаток А, табл. А3).

Пояснення до вибору коефіцієнта m — вплив ефективності грохочення. У разі застосування грохота ГІТ-21 для попереднього грохочення, перед першою дробаркою і ефективності операції 70% , згідно з табл. А3, коефіцієнт $m \approx 1,65$.

Пояснення до вибору коефіцієнта n — вплив форми зерен і матеріалу. На перше грохочення ДСЗ надходить дроблений після вибухових робіт матеріал. Коефіцієнт n дорівнює одиниці для дробленого матеріалу згідно з Додатком А, табл. А3.

Пояснення до вибору коефіцієнта o — вплив вологості матеріалу і отворів сита грохота. Для отворів сита грохота ГІТ-21 більше 25 мм залежно від вологості матеріалу за табл. А3 беремо коефіцієнт $o = 0,90$, оскільки матеріал, що надходить на грохот, не проходив спеціального осушення і є мокрим, тобто буде знижувати продуктивність грохота за рахунок налипання на робочі поверхні.

Пояснення до вибору коефіцієнта p — вплив способу грохочення і отворів сита. Коефіцієнт $p = 1,00$ (див. Додаток А, табл. А3), оскільки розмір отворів сита більший, ніж 25 мм, і обрано сухий спосіб грохочення.

Розрахункова продуктивність грохота ГЛ-21 з урахуванням коефіцієнта залипання сита [14], м³/год:

$$Q_{1p}^3 = Q_{1p} \cdot \kappa_3 = 126,66 \cdot 0,7 = 88,66,$$

де κ_3 — коефіцієнт залипання сита з природною вологістю матеріалу 8 %, $\kappa_3 = 0,7$ [14; 16].

Кількість грохотів ГЛ-21, які взято для попереднього грохочення на першій стадії дроблення, од.:

$$N_1 = Q_1 / Q_{p1} = 38,39 / 88,66 = 0,48 \approx 1.$$

Коефіцієнт завантаження грохота:

$$K_1 = Q_1 / N_1 \cdot Q_{p1} = 38,93 / (1 \cdot 88,66) = 0,48.$$

Вибір і обґрунтування коефіцієнтів для розрахунку наступних грохотів ДСЗ проводять аналогічно, тому результати вибору та розрахунку зведено у табл. 7.10.

Значення, наведені у табл. 7.10: Q_{np} — продуктивність технологічної операції, вихід якої надходить на конкретний грохот, м³/год; Q_{np}^3 — те саме, але з урахуванням коефіцієнта залипання сита, м³/год; N_n та K_n — відповідно, кількість грохотів та їх коефіцієнт завантаження на відповідних стадіях ДСЗ, од. і в.о.

Таблиця 7.10. Результати розрахунку грохотів

Параметр	Гр1, ГЛ-21	Гр2, ГЛ-21	Гр3, ГЛ-21	Гр4, ГЛ-21	Гр5, ГЛ-21	Гр6, ГЛ-23	Гр7, ГЛ-22
Q_{np} , м ³ /ГОД	126,66	12,78	52,02	13,70	58,2	26,76	22,72
Q_{np}^3 , м ³ /ГОД	88,66	8,95	41,62	10,96	40,7	19,97	15,91
c , в.о.	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85
q , м ³ /(м ² ·ГОД)	63	28	50	19	38	28	19
F , м ²	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
k , в.о.	0,44, $\gamma_7^{-50} =$ = 12 %	0,30, $\gamma_7^{-10} =$ = 6 %	0,3, $\gamma_7^{-35} =$ = 4 %	0,3, $\gamma_7^{-5} =$ = 1 %	0,75, $\gamma_{13}^{-20} =$ = 24 %	0,60, $\gamma_{13}^{-10} =$ = 19 %	0,60, $\gamma_{22}^{-5} =$ = 13 %
l , в.о.	1,81, $\gamma_7^{>100} =$ = 75 %	0,91, $\gamma_7^{>20} =$ = 9 %	1,2, $\gamma_7^{>70} =$ = 4 %	0,99, $\gamma_7^{>10} =$ = 4 %	0,96, $\gamma_{13}^{>40} =$ = 14 %	1,08, $\gamma_{17}^{>20} =$ = 34 %	1,00, $\gamma_{22}^{>10} =$ = 25 %
m , в.о.	1,65E ₁ = = 0,70	1,12E ₂ = = 0,87	1,2E ₃ = = 0,87	1,2E ₄ = = 0,85	1,0E ₅ = = 0,90	0,74E ₆ = = 0,95	0,67E ₅ = = 0,97
n , в.о.	1,00	1,00	1,0	1,0	1,25	1,25	1,25
o , в.о.	0,90	0,85	1,0	0,85	1,0	1,0	1,0
p , в.о.	1,00	1,00	1,0	1,4	1,0	1,0	1,4
N_n , од.	1,00	1,00	1,0	1,0	1,0	2,0	1,0
K_n , в.о.	0,48	0,74	0,87	0,88	0,89	0,67	0,76

Оскільки для операції грохочення Гр6 обрано інерційний грохот легкого типу ГІЛ-23 з трьома ситами, то слід перевірити коефіцієнти завантаження для другого та третього сит.

Розрахункова продуктивність грохота ГІЛ-23 операції грохочення Гр6 для другого нижнього сита, м³/год:

$$Q_{6p2}=c \cdot q \cdot F \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p=0,85 \cdot 19,0 \cdot 2,0 \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 1,0 \cdot 1,25 \cdot 0,85 \cdot 1,4=17,3.$$

Розрахункова продуктивність другого сита грохота ГІЛ-23 з урахуванням коефіцієнта залипання κ_3 сита, м³/год, [22]:

$$Q_{6p2}^3 = Q_{6p2} \cdot \kappa_3 = 17,3 \cdot 0,7 = 12,11.$$

Коефіцієнт завантаження другого сита грохота ГІЛ-23 на операції грохочення Гр6, в.о.:

$$K_6^2 = \gamma_{17}^{-10} \cdot Q_1 / (Q_{6p2}^3 \cdot 2) = 0,189 \cdot 38,93 / (12,11 \cdot 2) = 0,3.$$

Розрахункова продуктивність грохота ГІЛ-23 операції грохочення Гр6 для третього нижнього сита, м³/год:

$$Q_{6p3}=c \cdot q \cdot F \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p=0,85 \cdot 10,0 \cdot 2,0 \cdot 0,3 \cdot 1,7 \cdot 0,67 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 1,4=6,91.$$

Розрахункова продуктивність третього сита грохота ГІЛ-23 з урахуванням коефіцієнта залипання κ_3 сита, м³/год [22]:

$$Q_{6p3}^3 = Q_{6p3} \cdot \kappa_3 = 6,91 \cdot 0,7 = 4,84.$$

Коефіцієнт завантаження другого сита грохота ГІЛ-23 на операції грохочення Гр6, в.о.:

$$K_6^3 = \gamma_{17}^{-5} \cdot Q_1 / (Q_{6p3}^3 \cdot 2) = 0,096 \cdot 38,93 / (4,84 \cdot 2) = 0,39.$$

Оскільки вихід продукту на нижнє сито грохота ГІЛ-22 для операції Гр7 дорівнює 0 ($\gamma_{24}=0$), то перевірка коефіцієнта його завантаження не потрібна.

Далі слід проаналізувати результати розрахунків і підготувати конкретні (кількісні і якісні) рекомендації щодо підвищення коефіцієнта завантаження грохота, якщо вони нижче 0,6.

7.12. Вибір живильника

Для приймання матеріалу, який надходить на ДСЗ із кар'єру, використовують живильники за ГОСТ 28323-89 «Питатели пластинчатые. Типы, основные параметры и технические требования». Критеріями вибору доцільно взяти:

- тип і розмір приймального отвору першої дробарки;
- вантажопідйомність автотранспорту;
- насипну масу вхідного продукту;
- продуктивність.

Визначивши кількісні значення обраних критеріїв вибору із вказаного нормативного документа, обрано живильник 2-16-30 за ГОСТ 28323-89. Тип 2 — середній, для транспортування матеріалів з об'ємною масою насипного вантажу не більше, ніж 1800 кг/м^3 , із крупністю кусків 500 мм — не більше, ніж 0,3 від ширини полотна робочого органута масою куска не більше 500 кг.

7.13. Вибір класифікатора

Продукт крупністю 0...5 мм із операції 23 надходить на класифікатор 1КСН-12М, прийнятий за нормативними документами або з бібліографічних джерел [2; 18].

Продуктивність класифікатора Q_k по піску, $\text{м}^3/\text{год}$ (див. табл. 5.1):

$$Q_k = 5,6 \cdot i \cdot n \cdot k_1 \cdot D_1^3 = 5,60 \cdot 1,00 \cdot 0,95 \cdot 1,30^3 = 11,7,$$

де $i = 1$ — кількість спіралей, $i = 1$, штук.;

n — частота обертання спіралі, $n = 7,8$ об/хв.;

k_1 — коефіцієнт, який враховує крупність перероблюваного піску, $k_1 = 0,95$, прийнятий для модуля крупністю $M = 30$, в.о.;

D_1 — діаметр спіралі, $D_1 = 1,3$, м.

Кількість N_k і коефіцієнт завантаження k_k класифікатора:

$$N_k = Q_{23} / Q_k = 2,42 / 11,7 = 0,21 \approx 1;$$

$$K_k = Q_{23} / (Q_k \cdot N_k) = 2,42 / (11,7 \cdot 1) = 0,21.$$

Отже, прийнятий класифікатор 1КСН-12М буде завантажений на 21 %, тому його можливо замінити на 1КСН-7,5.

7.14. Джерела промивання готової продукції та організації циркуляції води

Для забезпечення ДСЗ водою використовують натуральне джерело — відроблений кар'єр із об'ємом води, м^3 :

$$V = L \cdot B \cdot h = 80 \cdot 60 \cdot 50 = 240000,$$

де L — довжина кар'єра, $L = 80$, м ;

B — ширина кар'єра, $B = 60$, м ;

H — глибина кар'єра, $h = 50$, м.

Наявне водосховище буде постійно наповнюватись водою із нового кар'єру підземними водами та з водосховища.

Для забезпечення технологічної схеми водою на заводі організовано замкнутий цикл із тристадійним освітленням води.

Потрібна кількість води для заводу, м^3 , [2]:

$$\begin{aligned} Q_{\text{вод.заг}} &= [2(Q_{17} + Q_{22}) + 0,5Q_{23}]T_{\text{ч}} = \\ &= [2 \cdot (26,74 + 12,15) + 0,5 \cdot 2,42] \cdot 5164 = \\ &= 407904,36, \end{aligned}$$

де Q_{17} — годинна продуктивність технологічної операції 17, $\text{м}^3/\text{год}$;

Q_{22} — годинна продуктивність технологічної операції 22, $\text{м}^3/\text{год}$;

Q_{23} — годинна продуктивність технологічної операції 23, $\text{м}^3/\text{год}$;

$T_{\text{ч}}$ — чистий час роботи на рік ДСЗ, год.

Відпрацьований кар'єр із об'ємом води 420 000 м^3 задовольнить потреби у воді для промивання готової продукції ДСЗ.

7.15. Вибір конвеєрів для забезпечення технологіїдробильно-сортувального заводу

Вибір і розрахунок конвеєрів для забезпечення технології ДСЗ проведено за методикою [2].

Ширина смуги конвеєра B має задовольняти умову, м:

$$B \geq Q_{\text{max}} + 200,$$

де Q_{max} — найбільший лінійний розмір кусків породи, мм.

Продуктивність конвеєра Q , т/год:

$$Q = F \cdot V \cdot \gamma = c \cdot (0,9B - 0,05)^2 V \cdot \gamma,$$

де F — площа насипного матеріалу, $F = c \cdot (0,9B - 0,05)^2$, мм^2 ;

c — коефіцієнт, який залежить від кута відкосу матеріалу та ширини смуги, в.о.;

B — ширина стрічки конвеєра, мм;

V — швидкість руху стрічки конвеєра, м/год;

γ — насипна маса гірської породи, $\text{т}/\text{м}^3$.

Враховуючи ці параметри, обираємо потрібні конвеєри та заносимо їх у табл. 7.11.

Таблиця 7.11. Вибір і розрахунок конвеєрів для дробильно-сортувального заводу

Номер конвеєра	Продуктивність Q , м ³ /год	Ширина стрічки B , мм	Швидкість V , м/с	Довжина конвеєра, м
N1	77,460	1200	1,50	90
N2	12,471	1200	1,00	30
N3	64,989	1000	1,70	30
N5	9,760	800	0,80	25
N6	64,989	650	1,80	25
N9	59,179	650	1,70	30
N22	20,372	500	2,00	40
N8	15,569	650	3,05	25
N12	59,179	650	2,5	30
N11	13,478	650	3,15	45
N21	53,138	500	1,70	20
N20	5,964	500	1,90	20
N19	4,803	500	2,0	20

7.16. Хвостосховища та склади готової продукції

Місткість складів готової продукції визначають виходячи із продуктивності ДСЗ і допустимої перерви постачання рухомого складу під завантаження за методикою [2]. Оскільки ДСЗ із цілорічним розпорядком праці, то об'єм складів визначають залежно від розпорядку відвантаження річної продукції.

Для фракції 20...40 мм об'єм складу $V_{\text{ск}}, \text{м}^3$:

$$V_{\text{ск}} = Q^{(20...40)} (365 - N) / 365 = 102553,04(365 - 358) / 365 = 1967,23,$$

де $Q^{(20...40)}$ — річна продуктивність заводу по фракції 20...40 мм, $Q^{(20...40)} = 102557,04, \text{м}^3/\text{р.}$;

$N = 358$ — тривалість сезону відвантаження, діб.

Для фракції 10...20 мм об'єм складу $V_{\text{ск}}, \text{м}^3$:

$$V_{\text{ск}} = Q^{(10...20)} (365 - N) / 365 = 67235,28 \cdot (365 - 358) / 365 = 1344,7,$$

де $Q^{(10...20)}$ — річна продуктивність заводу по фракції (10...20) мм, $Q^{(10...20)} = 67235,28, \text{м}^3/\text{р.}$

Для фракції 5...10 мм об'єм складу $V_{\text{ск}}, \text{м}^3$:

$$V_{\text{ск}} = Q^{(5...10)} (365 - N) / 365 = 19102,72(365 - 358) / 365 = 382,14,$$

де $Q^{(5...10)}$ — річна продуктивність заводу по фракції 5...10 мм, $Q^{(5...10)} = 19102,72$, м³/р.

Для фракції 0,14...5 мм об'єм складу $V_{ск}$, м³:

$$V_{ск} = Q^{(0,14...5)}(365 - N)/365 = 8055,84(365 - 358)/365 = 161,12,$$

де $Q^{(0,14...5)}$ — річна продуктивність заводу по фракції 0,14...5 мм, $Q^{(0,14...5)} = 8055,84$, м³/р.

Склад штабельно-естакадний, розташований уздовж залізничних шляхів. Постачання продукції на склад — конвеєрами з пересувною скидальною тачкою. Відвантаження — екскаваторне. Для збереження якості готової продукції на складах передбачено розділювальні сітки.

ВИСНОВКИ

1. У результаті реконструкції проведено дорозвідку родовища та виявлено додаткові запаси обсягом 10 000 000 м³, тому кар'єр буде розробляти родовище протягом 40 років за річної продуктивності 250 000 м³/р.

2. Розрахована потрібна кількість вхідної гірничої маси — 201 238,39 м³/р. для забезпечення виходу готової продукції ДСЗ за продуктивності 250 000 м³/р.

3. Згідно з ДСТУ Б.В.2.7-34-2001, що поширюється на щебінь із середньою щільністю зерен понад 2,8...3,2 г/см³, розглянутої описано вимоги споживачів до готової продукції за основними показниками якості: насипною масою; зерновим складом; формою зерен; міцністю; абразивністю; умістом зерен слабких порід; морозостійкістю; вмістом пиловатих і глинистих частинок, зокрема глини у грудках; стійкістю структури; вмістом шкідливих домішок і сполук.

4. Згідно з ДСТУ Б.В.2.7-76-98 «Будівельні матеріали. Пісок для будівельних робіт з відсіву подрібнення скельних гірських порід гірничо-збагачувальних комбінатів України», що поширюється на пісок із відсіву подрібнення з середньою щільністю зерен понад 2,8...3,2 г/см³, розглянуто та описано основні вимоги до: насипної щільності; зернового складу; вмісту пиловатих і глинистих частинок, зокрема глини в грудках; вмісту глинистих частинок, визначених методом набрякання (під час розробки відвалів відсіву дроблення); вмісту органічних домішок; міцності; морозостійкості; вмісту порід і мінералів, віднесених до шкідливих домішок; значення сумарної питомої активності природних радіонуклідів до якості пісків.

5. За нормами технологічного проектування підприємств нерудних будівельних матеріалів встановлено режим роботи ДСЗ: розклад роботи ДСЗ прийнято цілорічним; добовий розпорядок тризмінний; робочий тиждень — 5

діб; восьмигодинний робочий день; кількість робочих змін на тиждень —15; розпорядок роботи складів із відвантаження готової продукції —цілорічний без вихідних днів. Фонд чистого часу 5164 год та годинна продуктивність ДСЗ— 38,93 м³/год.

6. Як автомобільний транспорт використано Белаз 7522 з об'ємом кузова 27 м³. Розвантаження автосамоскидів здійснюється в бункер об'ємом 40,5 м³, що має два місця розвантаження шириною 4,5 м. Кут нахилу ребра бункера досягає 55°, а висота випускного отвору не менше за 2 м.

7. Для прийому гірської маси після бункера обрано живильник 2-16-30 за ГОСТ 28323-89. Тип 2 — середній, для транспортування матеріалів об'ємною масою насипного вантажу не більше, ніж 1800 кг/м³, із крупністю кусків 500 мм не більше від 0,3 ширини полотна робочого органа та масою куска не більше 500 кг, за продуктивності ДСЗ 250 000 м³/р., вантажопідйомності автосамоскиду 40 т. Рекомендований для встановлення перед вібраційною шоковою дробаркою ВЩД 600×800 та потужнішими.

8. Обравши максимальний розмір куска на вході 500 мм і на виході 20 мм, для отримання більшої кількості фракцій 10...20 мм, встановлено загальний ступінь подрібнення, рівний 25,0 і три часткові, відповідно 4,2; 2,1; 3,4, добуток яких дорівнює 29,9 і перевищує загальний ступінь подрібнення. Тому доцільно обрати тристадійну технологічну схему подрібнення з попереднім грохоченням перед дробленням.

9. Під час проектування ДСЗ передбачено утилізацію мокрим способом, що дає можливість збільшити вихід готової продукції від 68,7 до 97,7 % та зменшує відходи.

10. Оскільки дрібних (0...100 мм) фракцій у вхідній гірничий масі більше 20 %, доцільне попереднє грохочення. Для попереднього грохочення перед першою стадією обраний інерційний грохот ГІТ-21 із траєкторією руху сита, що наближається до кругової (літера І у марці грохота), з шириною сита 1000 мм (цифра 2 у марці) для розміщення двох максимальних кусків, важкого типу для матеріалу з насипною масою понад 1,6 т/м³. Для обраного грохота встановлено чарунку сита 100 мм, розмір якої зумовлений шириною вихідної ширини наступної за ним дробарки. Грохот ефективністю просівання не нижче 70 %. При цьому надрешітний продукт становить 83 %, підрешітний — 17 %. Розрахункова продуктивність грохота становить 126,7 м³/год, а з урахуванням коефіцієнта залипання отворів сита — 88,7 м³/год, за коефіцієнта завантаження 0,48.

11. Для першого етапу виділення забруднюючих домішок (операція просіювання 2) використаний грохот ГІЛ-21 із шириною отвору сита 20 мм, що забезпечує розділення матеріалу на надрешітний — 10,0 % і підрешітний — 7,0

% із розрахунковою продуктивністю 8,95...12,48 м³/год і коефіцієнтом завантаження 74 %.

12. На першій операції дроблення встановлено вібраційну шокову дробарку ВЩД 600×800 з вихідною щілиною 75 мм, яка має розрахункову продуктивність 56,03 м³/год за коефіцієнта завантаження 0,83.

13. Після першої й другої стадій дроблення передбачено використання акумулювальних бункерів місткістю відповідно 5059,72 і 5160,03 м³, що забезпечить зростання потужності ДСЗ на 11,25 %. Капітальні витрати на 1 м³ приросту продукції становлять 25 % від рівня питомих капітальних вкладень.

14. Попереднє просіювання перед другою стадією дроблення виконано грохотом ГІС-21 із шириною отвору сита 70 мм, що забезпечив надрешітний продукт 6,9 %, підрешітний — 24,4 % з ефективністю 87 % за розрахункової продуктивності 41,6...52,00 м³/год і коефіцієнта завантаження 0,87.

15. На другому етапі виділення забруднювальних домішок (операція Гр4) використано грохот ГІЛ-21 з отвором сита 10 мм, що забезпечує поділ на надрешітний продукт 23,6 %, підрешітний 0,4 % з розрахунковою продуктивністю 10,96...13,70 м³/год за коефіцієнта завантаження 0,88.

16. На другій стадії дроблення встановлюють конусну інерційну дробарку КІД-900 із шириною вихідної щілини 20 мм, що забезпечує дроблення матеріалу до максимального розміру 56 мм із розрахунковою продуктивністю 31 м³/год і коефіцієнтом завантаження 0,87.

17. На третій стадії дроблення встановлюють також конусну інерційну дробарку КІД-900, але з шириною вихідної щілини 5 мм, що забезпечує дроблення матеріалу до максимального розміру $3,3 \cdot 5 = 16,5$ мм за розрахункової продуктивності 18,2 м³/год і коефіцієнта завантаження 0,88. Крім того, на третій стадії організовано замкнутий цикл із використанням однієї дробарки КІД-900 і грохота ГІЛ-21 із отвором сітки 40 мм.

18. Після утилізації відходів на грохоті ГІЛ-21 з розрахунковою продуктивністю 40,7...58,2 м³/год коефіцієнт завантаження становить 0,89 і на складі готової продукції додатково відправлено фракції 10...20 мм — 25 %.

19. Отримання піску, дробленого з відходів, виконано за допомогою спірального класифікатора з незаглибленою спіраллю 1КСН-12М із коефіцієнтом завантаження за зливом 0,12, а за піском 0,21.

20. Запропонована тристадійна технологічна схема Білоцерківського ДСЗ із продуктивністю по готовій продукції 250 000 м³/р. забезпечила виділення щебеню фракцій: 20...40 мм — 50,8 %, що становить 102763,6 т; 10...20 мм — 33,44 %, що становить 67235,3 т; 5...10 мм — 9,5 % — 19106,8 т; піску (0,14...5) мм — 4,0 % — 8262,4 т; відходи становлять до 2,2 % — 4131,2 т.

РЕКОМЕНДАЦІЇ

1. Для підвищення ефективності технології переробки нерудних будівельних матеріалів на Білоцерківському ДСЗ доцільно зменшити отвір сита грохота ГІТ-21 до 75 мм, що підвищить коефіцієнт завантаження з 0,48 до 0,67.

2. Грохот ГІЛ-21, встановлений на першому етапі виділення забруднювальних домішок (операція просіювання 2), був завантажений на 74 %, а для збільшення коефіцієнта завантаження до 94 % рекомендовано використати сито з отвором 10 мм. Другий етап виділення забруднювальних домішок (операція просіювання 7), на якому пропонувано використати грохот ГІЛ-21, доцільно виключити з технологічної схеми, оскільки в підрешітний продукт виділяється 0,4 % і використання грохота економічно недоцільне.

Висновки та практичні рекомендації у звіті оформлюють як окремі структурні одиниці.



Контрольні запитання

1. За яким рівнянням визначають потрібну продуктивність ДСЗ за вхідним матеріалом?
2. Що характеризує показник морозостійкості щебеню?
3. Що визначає наявність фракції матеріалу 0...150 мм у вхідній гірській масі?
4. Яка умова для попереднього грохочення перед першою стадією дроблення?
5. Як визначають загальний ступінь подрібнення ДСЗ?
6. Як визначити необхідну та достатню кількість стадій дроблення ДСЗ (записати умову)?
7. Як визначають чистий час роботи ДСЗ?
8. Як визначити ефективність першого грохота?
9. Як визначають коефіцієнт завантаження дробарки?
10. Яка формула балансу продукції ДСЗ?

ДОДАТОК А

Технологічні вимоги до гранулометричного складу вхідної маси заводу, питомої об'ємної продуктивності вібраційних грохотів і значення поправкових коефіцієнтів

Гранулометричний склад гірської породи, що надходить з кар'єру на ДСЗ, рекомендують обирати за даними дослідних вибухів розроблюваних родовищ. Якщо їх немає, усереднений гранулометричний склад гірської маси після вибуху слід обирати за табл. А1, а значення питомої об'ємної продуктивності вібраційних грохотів і поправкові коефіцієнти для їх підрахунку наведено відповідно у табл. А2 і А3 [16].

**Таблиця А1. Усереднений гранулометричний склад гірської маси
після вибуху²**

Крупність класів залежно від головних дробарок, мм	Крупність класів, мм											
	0...5	5...10	10...20	20...40	40...70	70...100	100...200	200...300	300...500	500...700	700...1000	1000...1200
	Уміст матеріалу, % *											
Міцні вивержені породи($\sigma_{ст.ср} = 100...150$ МПа)												
0...500	$\frac{6}{6}$	$\frac{3}{9}$	$\frac{4}{13}$	$\frac{3}{16}$	$\frac{4}{20}$	$\frac{6}{26}$	$\frac{25}{51}$	$\frac{24}{75}$	$\frac{25}{100}$	—	—	—
0...700	$\frac{5}{5}$	$\frac{2}{7}$	$\frac{3}{10}$	$\frac{2}{12}$	$\frac{3}{15}$	$\frac{5}{20}$	$\frac{23}{43}$	$\frac{20}{63}$	$\frac{21}{84}$	$\frac{16}{100}$	—	—
0...1000	$\frac{5}{5}$	$\frac{2}{7}$	$\frac{3}{10}$	$\frac{2}{12}$	$\frac{3}{15}$	$\frac{4}{19}$	$\frac{22}{41}$	$\frac{17}{58}$	$\frac{16}{74}$	$\frac{14}{88}$	$\frac{12}{100}$	—
0...1200	$\frac{5}{5}$	$\frac{2}{7}$	$\frac{3}{10}$	$\frac{2}{12}$	$\frac{3}{15}$	$\frac{4}{19}$	$\frac{22}{41}$	$\frac{16}{57}$	$\frac{15}{72}$	$\frac{13}{85}$	$\frac{12}{97}$	$\frac{3}{100}$
Міцні карбонатні та метаморфічні породи($\sigma_{ст.ср} = 60...100$ МПа)												
0...500	$\frac{8}{8}$	$\frac{6}{14}$	$\frac{5}{19}$	$\frac{6}{25}$	$\frac{7}{32}$	$\frac{8}{40}$	$\frac{22}{62}$	$\frac{16}{78}$	$\frac{22}{100}$	—	—	—
0...700	$\frac{7}{7}$	$\frac{5}{12}$	$\frac{4}{16}$	$\frac{5}{21}$	$\frac{6}{27}$	$\frac{7}{34}$	$\frac{20}{54}$	$\frac{13}{67}$	$\frac{19}{89}$	$\frac{14}{100}$	—	—
0...1000	$\frac{7}{7}$	$\frac{5}{12}$	$\frac{4}{16}$	$\frac{5}{21}$	$\frac{6}{27}$	$\frac{6}{33}$	$\frac{19}{52}$	$\frac{10}{62}$	$\frac{15}{77}$	$\frac{12}{89}$	$\frac{11}{100}$	—
0...1200	$\frac{7}{7}$	$\frac{5}{12}$	$\frac{4}{16}$	$\frac{5}{21}$	$\frac{6}{27}$	$\frac{6}{33}$	$\frac{19}{52}$	$\frac{9}{61}$	$\frac{13}{74}$	$\frac{10}{84}$	$\frac{11}{95}$	$\frac{5}{100}$
Різнноміцнісні та слабкі карбонатні породи($\sigma_{ст.ср} = 40...80$ МПа)												
0...500	$\frac{10}{10}$	$\frac{7}{17}$	$\frac{6}{23}$	$\frac{7}{30}$	$\frac{10}{40}$	$\frac{9}{49}$	$\frac{19}{68}$	$\frac{14}{82}$	$\frac{18}{100}$	—	—	—

Крупність класів залежно від головних дробарок, мм	Крупність класів, мм											
	0...5	5...10	10...20	20...40	40...70	70...100	100...200	200...300	300...500	500...700	700...1000	1000...1200
	Вміст матеріалу, % *											
0...700	$\frac{9}{9}$	$\frac{6}{15}$	$\frac{5}{20}$	$\frac{6}{26}$	$\frac{9}{35}$	$\frac{8}{43}$	$\frac{17}{60}$	$\frac{12}{72}$	$\frac{16}{88}$	$\frac{12}{100}$	–	–
0...1000	$\frac{9}{9}$	$\frac{6}{15}$	$\frac{5}{20}$	$\frac{6}{26}$	$\frac{8}{34}$	$\frac{7}{41}$	$\frac{15}{56}$	$\frac{10}{66}$	$\frac{14}{80}$	$\frac{11}{91}$	$\frac{9}{100}$	–
0...1200	$\frac{9}{9}$	$\frac{6}{15}$	$\frac{5}{20}$	$\frac{6}{26}$	$\frac{8}{34}$	$\frac{7}{41}$	$\frac{15}{56}$	$\frac{10}{66}$	$\frac{13}{79}$	$\frac{10}{89}$	$\frac{9}{98}$	$\frac{2}{100}$

* У чисельнику – за класами, у знаменнику – сумарне

Таблиця А2. Питома об'ємна продуктивність вібраційних грохотів

Отвір сита, мм	5	8	10	12	16	20	25	32	40	50	70	80	100
Середнє значення питомої об'ємної продуктивності, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{год})$	10	16	19	21	24.5	28	31	34	38	42	50	55	63

Таблиця А3. Значення поправкових коефіцієнтів для розрахунку грохотів

Умови, які враховують	Умови грохочення і значення коефіцієнтів											
Вплив дрібних фракцій	Вміст у надходженні зерен, розмір яких менший за половину отвору сита, %	<10	10	20	30	40	50	60	70	80	90	
	Коефіцієнт k	0,30	0,44	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	
Вплив крупних фракцій	Вміст у надходженні фракцій, розмір яких крупніший за отвір сита, %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90	
	Коефіцієнт l	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,74	2,00	3,36	

Закінчення табл. А3

Вплив ефективності грохочення	Ефективність грохочення, %	40	50	60	70	80	90	92	94	95	86
	Коефіцієнт <i>m</i>	2,30	2,10	1,90	1,65	1,30	1,00	0,90	0,80	0,74	0,67
Умови, які враховують	Умови грохочення і значення коефіцієнтів										
Вплив форми зерен і матеріал	Форма зерен	Дроблений матеріал різний (крім вугілля)					Зерна округлої форми (морська галька)		Вугілля		
	Коефіцієнт <i>n</i>	1,0					1,25		1,5		
Вплив вологості матеріалу	Матеріал	Для отворів менше 25 мм						Для отворів більше 25 мм			
		Сухий	Вологий		Що комкується		Залежно від вологості				
	Коефіцієнт <i>o</i>	1,0	0,75...0,85		0,2...0,6		0,9...1,0				
Спосіб грохочення	Грохочення	Для отворів менше 25 мм						Для отворів більше 25 мм			
		Сухе			Мокре			Сухе і мокре			
	Коефіцієнт <i>p</i>	1,0			1,25...1,40			1,0			

ДОДАТОК Б

Дробарки ПП «НПО “Центр”»

Дробарки ПП «НПО “Центр”» для отримання кубовидного щебеню, використовувані на підприємствах Білорусі, Росії, України й Казахстану, наведено у табл. Б1.

Таблиця Б1. Дробарки центробіжні виробництва ПП «НПО “Центр”»

Замовник	Типорозмір дробарки	Кількість	Матеріал	Продуктивність, т/рік	Потужність, кВт	Рік введення в експлуатацію
Кемеровська обл., Росія, «Мозжухинский карьер»	ДЦ-1,6	1	граніт	200	250	2001
Кемерово, Росія, «Каменный карьер»	ДЦ-1,6	1	граніт	250	250	2000
Свердловська обл., Росія, «Волковский рудник»	ДЦ-1,6	1	граніт	250	250	2000
Мікашевичі, Білорусь, ПРСО «Минскоблдорстрой»	ДЦ-1,6	4	граніт	220	250	1997–1998
Гомель, Білорусь, «Гомельоблдорстрой»	ДЦ-1,6	3	граніт	220	250	1998
Магнітогорськ, Росія, рудник «Малый Куйбас»	ДЦ-1,6	2	порфірити	200	250	1998
Овруч, Україна, ГОК «Кварцит»	ДЦ-1,6	1	кварцит	160	200	2000
Овруч, Україна, «Щебеневий завод»	ДЦ-1,6	1	граніт	250	250	2001
Актюбінська обл., Казахстан, «Коктас-Актобе», «Мугоджарский карьер»	ДЦ-1,6	1	діабаз	250	250	2001
Уфа, Росія, «Сангалыкский карьер»	ДЦ-1,6	2	граніт	250	250	2001
Свердловська обл., «Сиверский рудник»	ДЦ-1,6	1	граніт	250	250	2002
Караганда, Росія, «Караганданеруд»	ДЦ-1,6	1	граніт	250	250	2002
Краснодар, Росія, «Комбинат неметаллических стройматериалов»	ДЦ-1,25	1	галька	90	132	1998

Замовник	Типорозмір дробарки	Кількість	Мате- ріал	Продук- тивність, т/рік	Потуж- ність, кВт	Рік уведення в експлу- атацію
Гродно, Білорусь, «Гроднооблдорстрой»	ДЦ-1,25	5	граніт	100	132	1998
Челябинская обл., Росія, «Анбашский карьер»	ДЦ-1,25	1	граніт	100	132	1999
Нижневартовск, Росія, «Северавтодор»	ДЦ-1,25	1	блендит	100	132	2001
Сургут, Росія, «Северавтодор»	ДЦ-1,25	1	блендит	100	132	2001
Мікашевичі, Білорусь, «РУПП “Гранит”»	ДЦ-1,25	4	граніт	160	200	2002

ДОДАТОК В
Матеріали до розрахунку ефективності технологічних операцій
дробильно-сортувального заводу

Таблиця В1. Значення коефіцієнта ϵ

Тип грохота	Для щебеню, %	Для гравію, %
Горизонтальний з напрямленими коливаннями	89	91
Горизонтальний з коловими коливаннями	86	87

Таблиця В2. Значення коефіцієнтів k_1, k_2, k_3

Кут нахилу, градус	k_1	Уміст зерен нижнього класу у вихідному матеріалі, %	k_2	Уміст у нижньому класі зерен розміром, меншим за половину розміру отвору сита, %	k_3
0	1,0	20	0,86	20	0,9
9	1,07	30	0,9	30	0,95
12	1,05	40	0,95	40	0,98
15	1,03	50	0,97	50	1,0
18	1,0	60	1,0	60	1,01
21	0,96	70	1,02	70	1,03
24	0,88	80	1,03	80	1,04

Список літератури

Використана

- 1.Бедрань Н.Г. Переработка и качество полезных ископаемых :учебник /Н.Г. Бедрань, Л.М. Скоробогатова. – К. – Донецк: Высш. шк. Головное изд-во, 1984. – 189 с.
2. Білецький В. С. Переробка і якість корисних копалин : навч. посіб. / В. С. Білецький, В. О. Смирнов. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. – 324 с. – ISBN 966-7804-96-8.
- 3.Гальперин А. М. Геомеханика открытых горных работ : учебник / А. М. Гальперин. – М.: изд. Моск. гос. горного ун-та,2003.–473с.–ISBN 978-5-986-300-6.
4. Смирнов В. О. Проектування збагачувальних фабрик : навч. посіб. / В. О. Смирнов, В. С. Білецький. – Донецьк : Східний видавничий дім, 2002. – 269 с. – ISBN 966-7804-42-9.
5. Повідайло В. О. Вібраційні процеси та обладнання : навч. посіб. / В. О. Повідайло. – Львів : Вид-во Нац. ун-ту «Львівська політехніка», 2004. – 97 с. – ISBN 966-553-421-1.
6. Потураев В.Н. Вибрационная техника и технологии в энергоемких производствах : монография/В.Н. Потураев, В.П. Франчук, В.П. Надутый. – Днепропетровск,2002. – 190 с.

Рекомендована

- 7.Бердус В. В. Сравнительная оценка методов определения содержания лещадных зерен в щебне и гравии / В. В. Бердус // Строительные материалы.– 2001, № 1,С. 18.
8. Вайсберг Л.А.Технологии производства высококачественного щебня/Л. А. Вайсберг, А.Д. Шуляков // Дорожная техника. – № 4, 2005. – с. 13–17.
9. Європейська мережа бази даних патентів. – Режим доступу: // www.espacenet.com.
10. Крупко В. Г. Методичні вказівки до практичних і самостійних робіт з дисципліни «Машини для виробництва будівельних матеріалів» / Уклад.: В. Г. Крупко, М. Ю. Дорохов. – Краматорськ : ДДМА, 2003. –Ч. 2. – 28 с.
11. Назаренко И. И. Высокоэффективные виброформовочные машины / И. И. Назаренко. – К. : Вища шк., 1988. – 143 с.
- 12.Сажин Ю. Г. Расчеты рудоподготовки обогатительных фабрик : учеб. пособие / Ю. Г. Сажин. – Алматы : КазНТУ, 2000. – 179 с.
- 13.Солод В. И. Горные машины и автоматизированные комплексы : учеб. для вузов / В. И. Солод, В. И. Зайков, К. М. Первов. – М. : Недра, 1981. – 503 с.

14. Терентьев О.М. Методические указания к курсовому и дипломному проектированию по курсу «Переработка, качество и обогащение полезных ископаемых» для студентов специальности «Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых» / О. М. Терентьев. – К. : КПИ, 1986. – 64 с.

15. Терентьев О. М. Техніка і технологія переробки будівельних гірських порід : метод. вказівки до вивч. курсу для студ. гірничих спец. усіх форм навч. / Уклад.: О. М. Терентьев, В. А. Хоренко. – К. : ІВЦ Видавництво «Політехніка», 2002. – 88 с.

16. Терентьев О. М. Основы переробки та збагачення корисних копалин: метод. вказівки до вивч. курсу для студ. спец. «Розробка родовищ корисних копалин» / Уклад.: О. М. Терентьев, В. А. Хоренко. – К. : ІВЦ Видавництво «Політехніка», 2003. – 112 с.

17. Черкасский В.А. Опыт производства высококачественного щебня с помощью дробилок вибрационного типа / В. А. Черкасский, А. Д. Шуляков// Строительные материалы. –2001, № 5. –С. 43.

18. Энциклопедический словарь Брокгауза и Ефрона. В 86 т. Т. IXА Гравилат – Давенантъ / Под ред. И. К. Андреевского, К. К. Арсеньева, О. О. Петрушевского. – СПб. : Изд-во Ф. А. Брокгауза и И. А. Ефрона, 1890–1903, 1893. –526 с.

19. Энциклопедический словарь Брокгауза и Ефрона. В 86 т. Т. XL Шуйское–Электровозбудимость / Под ред. И. К. Андреевского, К. К. Арсеньева, О. О. Петрушевского. – СПб. : Изд-во Ф. А. Брокгауза и И. А. Ефрона, 1890-1903, 1904. –496 с.

20. ГОСТ 14916-82. Дробилки. Термины и определения. Технические условия. –Взамен ГОСТ 18600-73, ГОСТ 14916-69; введ. 1984-01-01. –М. : Изд-во стандартов, 1981. – 13 с.

21. ГОСТ 3344-83. Щебень и песок шлаковые для дорожного строительства. Технические условия. –Взамен ГОСТ 3344-73 и ГОСТ 23756-79; введ. 1985-01-01. –М. : Изд-во стандартов,1983. – 26 с.

22. ГОСТ 7392-85. Щебень из природного камня для балластного слоя железнодорожного пути. Технические условия. Взамен ГОСТ 7392-78; введ. 1986-01-01. –М. : Изд-во стандартов,1984. – 18 с.

23. ГОСТ 8735-88 (СТ СЭВ 5446-85). Песок для строительных работ. Методы испытаний. Взамен ГОСТ 8735-75 и ГОСТ 25589-83; введ 1989-01-01. –М. : Изд-во стандартов,1988. – 22 с.

24. ГОСТ 6937-91. Дробилки конусные. Технические условия. Взамен ГОСТ 5.1500-72, ГОСТ 6937-91; введ. 1992–01–01. – М.: Государственное издательство СССР по стандартам, 1991. – 24 с.

25. ГОСТ 27412-93. Дробилки щековые. Технические условия. Взамен ГОСТ 7.084-80; введ. 1994-01-01. – М. : Государственное издательство СССР по стандартам, 1993. – 16 с.

26. ГОСТ 8267-97. Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ. Технические условия. – Взамен ГОСТ 8267-91; введ. 1998-01-01. – М. : Государственное издательство СССР по стандартам, 1997. – 24 с.

27. ДСТУ БВ.2,7-17-95. Будівельні матеріали. Гравій, щебінь і пісок. Штучні пристрої. Технічні умови; затверджено наказом Держбуду України від 18 липня 2001 року № 145 і введено в дію з 1 серпня 2001 року. На зміну СТ СЭВ 382-76, СТ СЭВ 2437-80. – К. : Держстандарт України, 1995. – 33 с.(Державний стандарт України, 3018-95)

28. ДСТУ БВ.2,7-76-98. Будівельні матеріали. Пісок для будівельних робіт з відсіву подрібнення скельних гірських порід гірничо-збагачувальних комбінатів України. На заміну СТ СЭВ 832-86; введ. 1999-01-01. – К. : Держстандарт України, 1999. – 25 с.

29. ДСТУ БВ.2,7-34-95. Щебінь із уміщуючих гірських порід та відходів сухого магнітного збагачення залізистих кварцитів гірничо-збагачувальних комбінатів і рудників України. Технічні умови. – На заміну РСТ УССР 5030-89, ГОСТ 23254-78; введ. 1995-01-01. – К. : Держстандарт України, 1995. – 41 с.

38. ДСТУ 10823-91. Щебінь чорний холодний. Технічні умови. – На заміну РСТ УССР 10823-78; введ. 1995-01-01. – К. : Держстандарт України, 1991. – 41 с.

30. ДСТУ 3182-95. Грохоти вібраційні з інерційними віброзбудниками. Загальні технічні умови. – На заміну ГОСТ 23788-79; введ. 1996-01-06. – К. : Держстандарт України, 1995. – С. 39.